Berg- und Hüttenmännisches

Jahrbuch

der

k. k. Berg-Akademien

zu

Leoben, Přibram und Schemnitz.

XVI. Band.

(Als Fortsetzung des Jahrbuches der k. k. Montan-Lehranstalt zu Leoben.)

Redakteur:

Johann Grimm,

k. k. Oberbergrath, Direktor der k. k. Berg-Akademie zu Přibram.

Mit [illegible] in den Text gedruckten Figuren und 4 lithographirten Tafeln.

Wien.

In Commission bei Tendler und Comp.

(Karl Fromme.)

1867.

Berg- und Hüttenmännisches

Jahrbuch

der

k. k. Berg-Akademien

zu

Leoben, Přibram und Schemnitz.

XVI. Band. 1866

(Als Fortsetzung des Jahrbuches der k. k. Montan-Lehranstalt zu Leoben.)

Redakteur:

Johann Grimm,
k. k. Oberbergrath, Direktor der k. k. Berg-Akademie zu Přibram.

Mit 59 in den Text gedruckten Figuren und 4 lithographirten Tafeln.

Wien.
In Commission bei Tendler und Comp. (Karl Fromme.)

1867.

Druck der k. k. Hofbuchdruckerei von Gottlieb Haase Söhne in Prag.

Abhandlungen

und

Aufsätze

Berg- und Hüttenmännischen Inhaltes.

Inhalt.

Abhandlungen und Aufsätze berg- und hüttenmännischen Inhalts.

Die k. k. Bergakademien betreffend.

(Einschließlich der Berg= oder Steigerschulen zu Přibram und Wieliczka.

Berichtigung sinnstörender Druckfehler.

Seite 51	Zeile 13	von	Unten	lies gibt statt: git
„ 53	„ 13	„	Oben	lies allerlei statt: allerei
„ 54	„ 17	„	Unten	lies unanwendbar statt: unabwendbar
„ 69	„ 17	„	Unten	lies ist statt: tst.
„ 70	„ 8	„	Unten	lies entwickelt statt: entwickelten
„ 75	„ 16	„	Oben	lies Rissen statt: Kissen
„ 115	„ 13	„	Unten	lies Fig. 41 statt: Fig. 43.
„ 124	„ 14	„	Oben	lies preßt statt: zersetzt.
„ 130	„ 2	„	Oben	lies Voneinanderstellen statt: Voreinanderstellen.
Seite 193	Zeile 16	von	Oben	lies $a' = L - l - x + \xi_0 - \xi \ldots 5')$ statt: $a' = L - l - x - \xi_0 - \xi \ldots 5)$
„ 195	„ 1	„	Unten	lies a' statt: a.
„ 169	„ 3	„	Oben	lies O M; für $\delta_0 = 30^\circ$. statt: O M δ ; für $_0 = 30^\circ$.
„ 206	„ 4	„	Unten	lies O E' = L — l und wenig größer als O E. statt: O E' = L und weniger größer als O C.
„ 213	„ 3	„	Oben	im Kopfe der Tabelle IV' letzte Kolone lies 0·1 statt: 0·3.
„ 254	„ 4	„	Oben	lies $\sqrt[3]{\frac{4 \times 1475}{3{\cdot}14 \times \frac{9}{8} \times 48}}$ statt: $\sqrt[3]{\frac{4 \times 1475}{3{\cdot}14 \times \frac{9}{8} + 48}}$
„ 254	„ 6	„	Oben	lies $\frac{3{\cdot}64 \times 48}{60}$ statt: $\frac{364 + 48}{60}$
„ 258	„ 8	„	Oben	lies VI statt: IV.
„ 258	„ 9	„	Oben	lies Charakteristik statt: Charaksterik.
„ 338	„ 8	„	Unten	lies besitzt statt: besitzte.
„ 338	„ 16	„	Unten	lies sich statt: sie.
„ 417	„ 15	„	Oben	lies ersetzen statt: rsetzen.
„ 427	„ 14	„	Unten	lies Hütte statt: Hüte.

I.

Ueber die Theorie der bergmännischen Sprengarbeit.

Von
Eduard Rziha,
Hauptmann im k. k. Geniestabe.

I.

Das Pulver und seine Kraft.

a. Chemische Principien des Schießpulvers.

Der Zweck eines Satzes, d i. einer Mischung von Materialien, welche sich bei erhöhter Temperatur gegenseitig zersetzen, ist, daß entweder eine große Menge stark gespannter, treibender Gase entbunden, oder eine große Lichtintensität erzeugt werden soll.

Zu dieser chemischen Wechselwirkung sind mindestens zwei Stoffe nöthig, und zwar müssen sie von großer Heterogenität sein, und unter Umständen auf einander wirken, welche einer energischen Verbindung günstig sind. Wenn man, wie hier der Fall, von der Forderung ausgeht, daß eine große Menge stark gespannter, treibender Gase von möglichst hoher Temperatur durch die Zersetzung des Satzes entbunden werden soll, so gibt vor Allem sowohl die Theorie als die Erfahrung an die Hand, daß dem Sauerstoffe als dem meist verbreiteten und gegen alle übrigen heterogensten Stoffe die Hauptrolle zugewiesen werden muß. Es ist jedoch nicht gleichgültig, unter welcher Form der Sauerstoff beim Verbrennen angewendet wird, welche Eigenschaften die übrigen, noch in die Action gezogenen Körper besitzen, und unter welchen Umständen das Ver-

brennen vor sich geht. Es muß nämlich der Sauerstoff vor Allem auf eine einfache Weise, rein und in größter Menge erzeugt, sowie die beim Verbrennungsacte hervorgerufene Wärme auf's Höchste zusammen gehalten werden. Es sind daher zu einem Triebsatze als Hauptbestandtheile nur solche Körper anzuwenden, welche eine große Menge Sauerstoff im gebundenen, oder wenn man sich so ausdrücken darf, starren Zustande in sich enthalten, und denselben bei hoher Temperatur leicht frei geben, weil dann andere brennbare und die Entzündung und Gasentwicklung befördernde und vergrößernde Stoffe mit dem sauerstoffreichen im feinvertheilten Zustande gemengt, beim Verbrennungsacte sich des durch hinlängliche Erhitzung frei gewordenen Sauerstoffes bemächtigen, und auf diese Weise den vorgesetzten Zweck erreichen: möglichst heiße und spannende Gase in größter Menge hervorzubringen.

Jeder Triebsatz muß daher mindestens aus einem Sauerstoff liefernden (Verbrennungsunterhalter) und aus einem verbrennbaren Körper bestehen. Zu ersterem werden gewöhnlich und hauptsächlich der Salpeter und das chlorsauere Kali, zu letzterem aber die Kohle, der Schwefel u. s w. verwendet. Das Princip, welches bei einer rationellen Anfertigung der Sätze befolgt werden muß, ist, daß man von den Materialien keinen Ueberschuß, weder an verbrennenden Stoffen, noch am sauerstoffreichen Verbrennungsunterhalter anwenden darf.

Als eine weitere Anforderung der Triebsätze kann bei deren Construction je nach ihrem praktischen Zwecke die schnellere oder langsamere Zersetzung, sowie auch ihre leichtere oder schwerere Entzündlichkeit angesehen werden, und es werden jene Sätze um so schneller verpuffen, sowie gleichzeitig damit im Einklange desto leichter sich entzünden, je größer die chemische Affinität der Mischstoffe ist, und je geringere Wärme sie zur Einleitung der Zersetzung bedürfen.

Die Feuerwerkstechnik, in deren Bereich die Construction aller Trieb- und Leucht-Sätze gehört, bildet aus den vorerwähnten, gewöhnlich zur Verwendung kommenden Stoffen 4 Fundamentalsätze, und zwar:

1. Den Salpeterschwefel, eine Mischung von Salpeter und Schwefel im Gewichtsverhältnisse von 3 : 1.

2. Das Schießpulver, eine Mengung aus Salpeter, Schwefel und Kohle im vorzüglichsten Gewichtsverhältnisse von 6 : 1 : 6.

3. Den Chlorkalischwefel, eine Mengung aus chlorsauerem Kali und Schwefel im Gewichtsverhältnisse von 4 : 1, und

4. das Chlorkalipulver (muratisches Pulver), eine Mischung aus chlorsauerem Kali, Schwefel und Kohle im Gewichtsverhältnisse von 8 : 1 : 1.

Jedem dieser Sätze kommen besondere Eigenschaften zu, welche zu erörtern uns von unserer Aufgabe ablenken würde, und es sei nur bemerkt, daß die Chlorkalisätze entzündbarer sind und rascher verpuffen als die Salpetersätze, abgesehen von der Qualität, Menge, Wärmecapacität, Temperatur u. s. w. der entbundenen Gase, deren Triebkraft hierdurch modificirt wird. Deßgleichen vermeiden wir die Anführung anderer Sätze, welche aus jenen und anderen Stoffen gebildet werden können, und wovon uns das fortwährende Auftauchen und Verschwinden neuer Präparate zeigt, wie wenig die Pyrotechnik noch entwickelt und erschöpft sei, und wie wenig aber auch das Pulver trotz seiner Mängel [1]) bisher ersetzt zu werden vermochte. Insbesondere aber vermeiden wir die Angaben der vielen Mischungen, welche man Knallpräparate nennt, und die durch ihre heftige Zersetzung als zu brisant wirkend außer dem Bereiche der bisherigen Anwendung zum Schießen und Sprengen liegen.

Die Anforderung, welche die Technik als erfahrungsgemäße Norm für das Schießen und Sprengen jeder Art (außer bei Demolirungen in freier Luft) an einen Triebsatz stellt, sind: eine gewisse, aber keinesfalls zu vehemente Zersetzung; eine bestimmte, aber nicht zu leichte und gefährliche Entzündbarkeit, und eine möglichst große Triebkraft, welch' letztere die Erzeugung möglichst großer Gasmengen von geringer Wärmecapacität und specifischer Schwere, sowie die Entwicklung einer möglichst hohen Flammen- oder Zersetzungs-Temperatur bedingt.

Diese Forderungen erfüllt unter allen bisher bekannten Sprengpräparaten erfahrungsgemäß das langerprobte Schießpulver, welches

---

[1]) Das Schießpulver und seine Mängel von Rutzky und Grahl. Wien, 1863.

deßwegen für normale Schieß- und Sprengwirkungen bis jetzt noch unersetzbar ist.

Das Schießpulver ist ein in Körner geformtes inniges Gemenge aus feinvertheiltem Salpeter, Schwefel und Kohle, welches mit einem glimmenden oder glühenden Körper in Berührung gebracht, sich schnell entzündet und zersetzt, wodurch es aus dem festen Zustande plötzlich in den gasförmigen übergeführt wird, und eine große Menge stark treibender und hoch gespannter Gase entbindet. Das Schießpulver ist blos ein mechanisches Gemenge seiner Bestandtheile, und beruht seine Herstellung daher auf keinem chemischen Vorgange.

Bekanntlich sind mit Berücksichtigung des Verwendungszweckes die Dosirungsverhältnisse des Pulvers sehr mannigfaltig. Gewöhnlich führt man deshalb die in den verschiedenen Ländern gebräuchlichen Dosirungen in einer übersichtlichen Tabelle auf. Wir unterlassen dieses, weil wir keinen rechten Nutzen davon einsehen, und besprechen blos die drei theoretischen Pulversätze, welche allen Pulvermühlen als Muster dienen.

Der Satz Nr. 1. wird dargestellt durch die chemische Formel:

$$\underbrace{KO, NO_5 + S + 3C}_{\text{Jagdpulver}} = \underbrace{KS + N + 3CO_2}_{\text{Zersetzungsproducte.}}$$

Diejenigen Pulvergattungen, deren Dosirungen dieser Formel nahe kommen, sind erfahrungsgemäß die kräftigsten.

Der Satz Nr. 2. ist das Muster für das ordinäre Sprengpulver, und wird dargestellt durch die Formel:

$$\underbrace{KO, NO_5 + S + 6C}_{\text{Sprengpulver}} = \underbrace{KS + N + 6CO}_{\text{Zersetzungsproducte.}}$$

Dieser Satz ist wegen der Verwendung von 6 Aequivalente Kohle billiger, aber auch schwächer als der Satz Nr. 1.

Da man in Folge gemachter Erfahrungen dafür hält, daß für Sprengungen auf dem Gesteine der Satz Nr. 1 einen bestimmt zu starken, der Satz Nr. 2 aber einen etwas zu schwachen Effect gibt, so gebraucht man an streng-wissenschaftlichen Orten (im Freiburger Revier) zur Bereitung eines guten Sprengpulvers noch einen Satz Nr. 3, welcher 4 Aeq. Kohle und 2 Aeq. Schwefel enthält. Man

nennt dieses Pulver Doppelsprengpulver, und wird der Mustersatz dargestellt durch die Formel:

$$\underbrace{KO, NO_5 + 4\,C + 2\,S}_{\text{Doppelsprengpulver}} = \underbrace{KS + N + SO_2 + 4\,CO}_{\text{Zersetzungsproducte.}}$$

Von diesen drei theoretischen Mustersätzen erlaubt man sich in den Pulvermühlen viele kleine Abweichungen, welche auf Erfahrungen beruhen, und in der verschiedenen Fabrikationsweise des Pulvers, sowie der Güte der Bestandtheile, namentlich der Kohle, welche nie reiner Kohlenstoff ist, ihren Grund finden.

Nach den chemischen Formeln der 3 theoretischen Mustersätze des Pulvers scheint die Zersetzung oder Verpuffung desselben ein sehr einfacher Proceß zu sein, wie dies durch die beiliegenden Schemen ersichtlich gemacht wird.

Durchblickt man die zweiten Schemen der Zersetzung dieser drei Pulversorten, so sieht man, daß das Pulver Nr. 1 nur 59·26 Pfd; das Pulver Nr. 2 aber 64 Pfd., und endlich das Pulver Nr. 3 sogar 73·36 Pfd. treibender Gase liefert. Würde daher die Kraft des Pulvers blos von der Menge der treibenden Gase abhängen, so würde das Pulver Nr. 1 das schwächste, das Pulver Nr 3 aber das stärkste sein, während doch Nr. 1 das stärkste, dann Nr. 2 das mittlere und Nr. 3 das schwächste ist. Der Grund hiervon liegt darin, daß für die Kraft des Pulvers nicht allein blos die Gasvolumina, sondern auch die Art dieser Gase, deren Wärmecapacität und spec. Schwere und die beim Verpuffungsprocesse stattfindende Wärmeentwicklung in Betracht kommen.

Der Verpuffungsproceß stellt sich nach den obigen Schemen theoretisch sehr einfach dar; in Wirklichkeit aber ist derselbe keineswegs so einfach, als die Schemen angeben und man es bisher geglaubt hat. Neuere chemische Analysen ergaben noch andere feste und gasförmige Producte, und es stellt sich das dabei gelieferte Gasquantum weit geringer heraus, als nach der Theorie zu erwarten wäre. Professor Bunsen im Vereine mit dem kais. russischen Genielieutenant Schischkoff analysirten [1]) ein Jagdpulver, dessen Dosirung folgende war:

[1]) Entnommen Poggendorf's Annalen, Band 102.

Salpeter		78·99
Schwefel		9·84
Kohle	Kohlenstoff 7·69, Wasserstoff 0·41, Sauerstoff 3·07	11·17
		100·00

Die Verbrennung im geschlossenen Raume lieferte nicht, wie das Normalschema des Pulvers Nr. 1 verlangt, pr. 100 Pfund Pulver 40·74 Pfd., sondern 68·66 Pfd. festen Rückstand, und nicht 59·26 Pfd. = 583·1 Cub. Fuß, sondern blos 31·34 Pfd. = 342·3 Cub. Fuß treibender Gase.

Die Analyse ergab nämlich folgende Bestandtheile:

a) feste Verbrennungsproducte.

Schwefelsaueres Kali (KO, SO_3)	62·10
Kohlensaueres Kali (KO, CO_2)	18·58
Unterschwefliges Kali ($KO, S_2 O_2$)	4·80
Schwefelkalium (KS)	3·13
Rhodankalium ($K Cy S_2$)	0·45
Salpetersaueres Kali (KO, NO_5)	5·47
Kohle (C)	1·07
Schwefel (S)	0·20
$^2/_3$ kohlensauer. Ammoniak ($2 H_3 N_3 CO_2$)	4.20
	100.00

b) gasförmige Producte.

Kohlensäure (CO_2)	52·67
Stickstoff (N)	41·12
Kohlenoxyd (CO)	3·88
Wasserstoff (H)	1·21
Schwefelwasserstoff (HS)	0·60
Sauerstoff (O)	0·52
Stickoxydul (NO)	Spuren
	100·00

„Es zeigen sich hier in dieser Analyse", sagt Oberstlieut. Frhr. v. Ebner über dieses Ergebniß, „die gegebenen Elemente zu den „mannigfaltigsten Gebilden geordnet, unter welchen jene überwiegen, „deren Entstehen durch die vorhandenen Umstände am meisten be-

„günstigt ist. Unter den treibenden Gasarten spielen freilich Kohlen„säure und Stickstoff noch immer die Hauptrolle, aber ihr Quantum „ist weit geringer, als es vermöge des Kohlenstoff-, Stickstoff- und „Sauerstoff-Gehaltes des Pulvers sein könnte. Man bemerkt, daß „ein Theil des Kohlenstoffes zur Bildung von Kohlenoxyd, kohlen„saurem Kali, Rhodankalium und kohlensauerem Ammoniak bei„getragen hat, und ein Theil des Stickstoffes in Form von Rhodan„kalium und kohlensauerem Ammoniak gefesselt wurde. Der Schwefel „hat sich nicht ausschließlich auf das Kalium geworfen, und etwas „Salpeter, Schwefel und Kohle sind überdieß der chemischen Action „entgangen."

Die hauptsächlichsten Gründe dieser zuerst von dem berühmten Professor Bunsen aufgefundenen Thatsache, daß die wirklichen Zersetzungsproducte von den theoretischen abweichen, dürften darin beruhen, daß die zur Pulverfabrikation verwendete Kohle nicht reiner Kohlenstoff ist, daß die procentale Zusammensetzung des Pulvers von dem theoretischen Muster etwas abweicht, und endlich, daß die mechanische Verkleinerung und Mengung bei der Fabrikation des Pulvers keine vollkommene sein kann. Bis jetzt lassen sich weitere Gründe mit Sicherheit nicht angeben, so wahrscheinlich noch deren vorhanden sein mögen; und man vermag es noch keineswegs, ohne vorhergegangene reifliche Prüfung jetzt schon zu entscheiden, ob auch die Verbrennungsproducte, wie man nicht ohne Grund glaubt, von der Art und den Umständen abhängig sind, unter welchen die Verbrennung des Pulvers geschieht. Karolyi [1]) hat wohl zur Ergänzung der erwähnten Analysen des Prof. Bunsen, welche sich blos auf frei abbrennendes eingestampftes Jagdpulver beziehen, auch Untersuchungen angestellt, wie sich das Pulver unter Umständen zersetze, wie sie bei Minen vorkommen, nämlich bei entgegenstehenden Widerständen. Er fand, daß letztere wohl etwas, im Wesentlichen aber wenig Einfluß auf die Verbrennungsproducte nehmen. Indessen, so werthvoll Lieutenants Karolyi Untersuchungen auch sind, so erschöpfen sie diesen Gegenstand noch keineswegs, und es fehlen anderseits noch gänzlich Untersuchungen, welchen Einfluß die Materie der Ladungswände bei Minen oder Sprengschüssen im Gesteine auf die Zersetzungsproducte nehmen.

---

[1]) Entnommen Poggd. Annalen, Band 118.

Der Minendampf zum wenigsten enthält sehr bedeutende Mengen von Schwefelkohlenstoff, während sowohl Bunsen als Karolyi in ihren Analysen nur eine sehr geringe Menge davon nachweisen.

b. Entzündung und Verbrennung des einzelnen Kornes und jene der ganzen gekörnten Pulverladung.

Die Entzündungstemperatur des Pulvers liegt ungefähr bei 300° Cels. [1])

Die Mittel zur Entzündung sind: ein hinlänglich starker Schlag; der Contact mit der Spitze einer Flamme; ein durch Einschaltung eines mittleren Leiters (Wasser) verzögerter und hinlänglich starker electrischer Funke; am sichersten und schnellsten aber die Berührung mit einem glühenden oder glimmenden Körper, und die sehr intensive Flamme eines Knallpräparates. Besondere Umstände abgesehen, welche in der innern Beschaffenheit des Pulvers liegen, wie vornehmlich dessen Dichte und Feuchtigkeit, sowie die Güte der Kohle, findet außerdem die Entzündung schneller bei eckigen und mit etwas Pulverstaub bedeckten, als bei runden und stark polirten Pulverkörnern statt.

Der Entzündungsact scheint bei einem Pulver, das durch einen Funken oder Feuerstrahl entzündet wird, durch die Kohle; — bei jenem, welches durch successive Erhitzung entzündet wird, durch den Schwefel eingeleitet zu werden. Ist die Entzündung bewirkt, so erklärt sich die Mittheilung desselben in das Innere des Pulverkornes oder eines Pulverkuchens durch die feinvertheilte Kohle, welche wieder durch ihre große Hitze die Zersetzung des Salpeters, und überhaupt den ganzen chemischen Verpuffungsproceß bewirkt.

Ein in freier Luft entzündeter Pulverkuchen versprüht nur langsam; denn es fehlt die Veranlassung, daß sich das Feuer schnell in das Innere der Masse vertiefe, sowohl aus Mangel an größeren Pores, als an hinlänglichem Wärmeleitungsvermögen der Pulvermasse. Die Gasentwicklung geht daher bei der Verbrennung oder Versprühung eines Pulverkuchens nur langsam vor sich. Nach Piobert's Untersuchungen verbrennt ein Pulverkuchen in parallelen

[1]) Piobert: „Traité d'Artillerie theorique et pratique." Paris 1847. Tom. 1, pag. 103.

Schichten, und zwar verbrennen in gleichen Zeiten gleich dicke Lagen, wobei immer ein den letzteren entsprechendes Gasquantum von der Flammentemperatur entwickelt wird. Nach diesen Gesetzen verbrennt auch das einzelne Pulverkorn, welches nichts anderes als ein kleiner runder Pulverkuchen ist. Gegründet auf Versuche führt Piobert in seinem unvergleichlichen Werke an, daß ein 2^{mm} großes Korn französischen Kriegspulvers in $^1/_{10}$ Secunde gänzlich verbrennt. Er nimmt aus seinen Experimenten gefolgert an, daß, sobald ein Korn Feuer gefangen habe, seine ganze Oberfläche in demselben Augenblicke entzunden ist, und daß sodann das Korn gegen sein Inneres verbrenne, und zwar verbrennen wie beim Pulverkuchen in gleichen Zeiten gleiche Schichten. Theilt man die Verbrennungszeit des ganzen Kornes, sowie dessen Halbmesser in 10 gleiche Theile ein, so werden successive 10 gleich dicke Kugelschichten verbrennen, deren Körperinhalte mit den aus ihnen entwickelten Gasmengen in directer Proportion stehen, und beide somit im Verhältnisse der Unterschiede der Cuben der natürlichen Zahlen von 10 bis 0 abnehmen. Dieses Gesetz wird durch die Reihe:

$$10^3-9^3;\ 9^3-8^3;\ 8^4-7^3\ .\ .\ .\ .\ .\ 3^3-2^3;\ 2^3-1^3;\ 1^3;\ 0$$

dargestellt.

Piobert hat zudem gefunden, daß die unregelmäßigen Pulverkörner bei der Verbrennung in jeder Beziehung den kugelförmigen gleichgehalten werden können, ohne einen Fehler zu begehen (?). Hiernach bliebe das vorige Gesetz der Verbrennung in allen Fällen aufrecht.

Endlich resultiren aus den angeführten Ergebnissen die allbekannten Thatsachen, daß ein kleineres Korn schneller verbrennt als ein größeres, wenn man von der inneren Beschaffenheit, vornehmlich der Dichte des Pulvers absieht; sowie, daß ein gleich großes Pulverkorn von größerer Dichte oder mehr Feuchtigkeit langsamer als ein mit den entgegengesetzten Eigenschaften behaftetes verbrennt.

Die Verbrennung und Gasentwicklung des einzelnen Pulverkornes bildet die Grundlage der Verbrennung und Gasentwicklung der ganzen Ladung, da diese aus einer Menge von einzelnen Körnern besteht.

Es tritt für die Betrachtung der Verbrennung der ganzen gekörnten Pulverladung nur noch ein Factor hinzu, nämlich die

Entzündungsgeschwindigkeit derselben. Man nennt letztere jene Geschwindigkeit, mit welcher der zündende Feuerstrahl vom Zündpunkte aus in der gekörnten Masse sich verbreitet. Die Verbrennungsdauer des einzelnen Kornes und die Entzündungsgeschwindigkeit der ganzen Ladung geben zusammengenommen die bestimmenden Factoren für die Zeit, innerhalb welcher sich die ganze gekörnte Ladung in Gase umgesetzt hat.

Die Entzündungsgeschwindigkeit der Ladung hängt von mehreren Umständen ab.

Nächstdem, daß die leichtere oder schwerere Entzündbarkeit der einzelnen Körner, welcher bereits gedacht wurde, einen wesentlichen Einfluß darauf nimmt, bieten anderseits die Zwischenräume der einzelnen Körner den zündend heißen Gasen Wege oder Canäle, sich sehr rasch auszubreiten, und so im Gegensatze zu der langsamen Versprühung eines Pulverkuchens eine kürzere Verbrennungsdauer der ganzen Ladung zu veranlassen. So lange man daher im Mittelalter das Pulver in größeren Stücken oder blos in Staubform gebrauchte (von welch' letzterer es den Namen Pulver erhielt), war es nicht blos unhandsam und gefährlich, sondern es konnte auch nur langsam verbrennen, und auch nur solcherweise entsprechende Gasmengen entwickeln, wodurch sich sein Effect schließlich geringer herausstellen mußte. Weitershin wird durch den Sauerstoff der atmosphärischen Luft, welche in den durch die Körnung gebildeten Canälen eingeschlossen ist, wie man glaubt der Verbrennungsproceß unterstützt und erhöht. Die Entzündungsgeschwindigkeit der Ladung wächst daher offenbar mit der Zunahme und Größe der eingeschlossenen Luftcanäle, während anderseits aber die Zersetzung kleinerer Körner rascher vor sich geht, und letztere somit auf die Verbrennungsdauer der Ladung einen entgegengesetzten Einfluß als größere Körner ausüben.

Die Entzündungsgeschwindigkeit einer Ladung gewinnt ferner an Schnelligkeit durch eine geringere Wärmeleitungsfähigkeit, geringere Feuchtigkeit und größere Festigkeit der Ladungswände, wovon besonders der letzte Umstand von der hervorragendsten Bedeutung ist, und seine Erklärung darin findet, daß die zuerst entwickelten, zündend heißen Pulvergase gezwungen werden, rascher in die vorhandenen Luftcanäle einzudringen.

Endlich wird die Form der Ladung und die Lage und Zahl der Zündpunkte einen hervorragenden Einfluß auf die Entzündungsgeschwindigkeit der Ladung ausüben, aus Ursache, daß bei Verschiedenheit dieser Umstände der zündende Feuerstrahl einen verschieden großen Weg zurückzulegen hat, um die ganze Ladung zu entflammen.

Unter den aufgezählten Umständen, welche die Entzündungsgeschwindigkeit der Ladung beeinflussen, sind die meisten solche, welche bei ein und derselben Pulverladung in verschiedener Art vorhanden sein können, und es wird daher die Entzündungsgeschwindigkeit derselben nicht immer die gleiche, sondern eine variable sein, die je nach Anwendung der sie modificirenden Einflüsse innerhalb gewisser Grenzen nach Belieben modulirt werden kann.

Die Geschwindigkeit, mit welcher die zündend heißen Pulvergase sich in das Innere einer Pulverladung verbreiten, ist unbekannt, und bis jetzt noch keinen Messungen unterzogen worden. Solche Versuche würden auch sogar (außer für specielle Zwecke, z. B. für Feuerleitungen) nicht nothwendig sein, und keinen praktischen Nutzen liefern, theils, weil die Geschwindigkeit eine variable ist, theils, weil ohne Zweifel auch ohne die Kenntniß ihrer Größe die sie beeinflußenden Umstände hinlänglich bekannt, und genügend verwerthet werden können. Um sich indessen einen beiläufigen Begriff von ihrer verschiedenen Größe machen zu können, mögen folgende Bemerkungen dienen. Robins gibt die mittlere Geschwindigkeit der aus der Mündung eines Geschützes ausströmenden Gase mit 1400 engl. Fuß an; Piobert schätzt sie hingegen auf 2000 Metres, und Hutton auf 7000 engl. Fuß. So verschieden diese Angaben auch sind, so zeigen sie dennoch von sehr bedeutender Größe, so daß der zurückzulegende Weg und die Zeit, welche zur vollständigen Entzündung (selbst der größten Minenladung) nöthig wäre, verschwindend klein sein müßte, wollte man sie nach den zuvor angegebenen Geschwindigkeiten bemessen. Daß aber dieser Maßstab an die Entzündungsgeschwindigkeit einer Sprengladung nicht angelegt werden dürfe, gibt wohl beispielsweise der sich kennzeichnende Unterschied an, daß eine unter denselben Umständen untergebrachte Sprengladung, in der Mitte entzündet, einen weit größern Effect macht, als eine blos an der

Seite entflammte. Dieser Kraftunterschied, welcher einzig und allein in der schnellern Verbrennung der Ladung zu suchen ist, zeigt im Gegentheile an, daß eine Sprengladung verhältnißmäßig träg verbrenne, weil sonst ein Kraftunterschied nicht zu merken wäre. Erklären läßt sich diese verhältnißmäßige Trägheit der Entzündungs- oder Verbrennungsgeschwindigkeit dadurch, daß die vom Zündpunkte ausgehenden heißen Pulvergase nächst der Masse der entgegenstehenden Pulverkörner auch in der Luft der engen Canäle zwischen denselben einerseits einen Widerstand finden, welcher mit den Quadraten der angreifenden Geschwindigkeit wächst; — anderseits aber bildet jedes angegriffene und gleichzeitig dadurch entzündete Korn einen Gasball, dessen Spannkraft sich den bereits entwickelten Gasen mächtig entgegensetzt. Die verhältnißmäßige Trägheit der Entzündungsgeschwindigkeit liefert sodann die Erklärung und Möglichkeit, daß die, die Entzündungsgeschwindigkeit einer Ladung beeinflussenden Umstände sich kennzeichnen können.

Wie wir oben sagten, ist die Verbrennungsdauer einer gekörnten Pulverladung abhängig und zusammengesetzt aus der Entzündungsgeschwindigkeit der ganzen Ladung, und aus der Verbrennungsdauer des einzelnen Kornes.

In Folge dessen ist sie denselben modificirenden Einflüssen unterworfen, wie die Entzündungsgeschwindigkeit, und daher gleichfalls eine variable.

Für die Praxis ist sie außerordentlich wichtig, weil eine schneller verbrannte Ladung in derselben Zeiteinheit eine größere und intensivere Gasmenge umsetzt, und daher auch einen größern Effect gibt, als eine langsamer verbrannte.

Wegen dieser Wichtigkeit halten wir dafür, ohne uns in scrupulöse Nebendinge zu verlieren, die Umstände übersichtlich zusammen zu stellen, welche die Verbrennungsdauer oder Entwicklungszeit einer Ladung modificiren.

Die Verbrennungsdauer hängt ab:

1. Von der Entzündbarkeit der einzelnen Körner (Form und Glätte der letztern; Güte der Kohle; Feuchtigkeit des Pulvers).

2. Von der Verbrennungsgeschwindigkeit der einzelnen Körner (Größe, Dichte und Feuchtigkeit derselben; Dosirung; Güte der einzelnen Bestandtheile, insbesonders der Kohle).

3. Von der Größe der Luftcanäle zwischen den Körnern. (Dieser Punkt hängt ab: von der Größe der Körner und dem mehr oder weniger großen Zusammenpressen der Ladung.)

4. Von der Festigkeit, Feuchtigkeit und Wärmeleitungsfähigkeit der Ladungswände.

5. Von dem soliden Abschluß (Besatz) der Ladung.

6. Von der Lage und Zahl der Zündpunkte.

7. Von der Form der Ladung.

8. Von der Größe der Ladung.

9. Von dem Zustande der zwischen den Körnern eingeschlossenen Luft, hinsichtlich deren Dichte und Feuchtigkeit.

10. Von dem allenfalls mit der Ladung eingeschlossenen hohlen oder Luft-Raum.

11. Von den Gasausströmungen durch Risse und beim Tagen des Schusses, welche eine Ergänzung zu dem Punkte 5 sind.

c. Ueber die Wahl der Größe der Pulverkörner.

Wie zuvor angeführt, ist die Größe des Pulverkornes für die Verbrennungsdauer und Entwicklung der Ladung von großem Einflusse.

„Es ist einleuchtend," sagt Piobert, „daß je grobkörniger das „Pulver ist, um so schneller verbreitet sich seine Entzündung in ihm „aus: die Zwischenräume sind nämlich größer, und lassen also das „Gas leichter durchströmen und schneller zu den entferntesten Theilen „gelangen. Auf der andern Seite bedarf jedes einzelne Korn eine „größere Zeit zu seiner vollständigen Verbrennung, wodurch die Verbrennbarkeit der Ladung geringer wird. Bei Ladungen von grobkörnigem „Pulver modificiren sich daher die Entzündungsgeschwindigkeiten der „Ladungen und die Verbrennungsgeschwindigkeit des Kornes auf „die entgegengesetzte Weise, so daß erstere zu-, letztere abnimmt. „Für jede Pulversorte gibt es daher eine Größe des Kornes, welche „mit der größten Gasproduction übereinstimmt."

Man macht daher aus diesen folgerichtigen Gründen schwächere Pulversorten grobkörniger.

Piobert macht ferner den Schluß, daß für größere Ladungen ein gröberes Korn den Vorzug verdiene, damit sich die Entzündung bis in die entferntesten Theile der Ladung so schnell als möglich verbreiten könne. Beim kleinen Feuergewehr hingegen sei das feinere

Es wurden 0·7125 Gramme in einer Röhre fest gestampften und verkleinerten Jagdpulvers verbrannt, und der ganze geschlossene Apparat in einem mit Wasser gefüllten Gefäße eingesetzt, um die durch die Versprühung des Pulvers entstandene Wärme mit genauen Thermometern messen zu können. Letztere zeigten als Temperaturmaximum während der Verbrennung bei der Zeit von 16 Secunden 21·10 Thermometerstand an. Die Verbrennungswärme der verbrannten 0·7125 Gramme Pulver, d. h. die Erhitzung in Centesimalgraden, welche ein Gewichtstheil abbrennenden Pulvers in einem gleichen Gewichtstheile Wasser erzeugte, betrug daher 643·9 Grad Celsius. Die so gefundene Zahl bedarf aber noch einer kleinen Rectification. Da nämlich das zur Verbrennung benützte Pulver in dem mit Luft erfüllten Raume einer hermetisch geschlossenen Röhre stattfand, so mußten auch einige bei der Verbrennung sich entwickelnde gasförmige Zersetzungsproducte (Kohlenoxydgas, Wasserstoff, Schwefelwasserstoff) verbrennen, und dadurch eine kleine Menge Wärme erzeugen, die der eigentlichen Pulverzersetzung fremd ist. Diese beträgt auf 1 Gramm Wasser bezogen 24·4 Grad Cels., um welche daher jene 643·9 Grad Cels. zu verringern sind. Die wirkliche Verbrennungswärme nach Abzug der durch diese zweite Wärmequelle [1]) entstandenen Wärme beträgt daher 619·5 Grad Cels.

Herr Prof. Bunsen nimmt sodann an, daß jene Wärme (dritte Wärmequelle), welche durch den im hermetisch geschlossenen Verbrennungsraume vermehrten Gasdruck erzeugt wurde, bei dem Versuche füglich als verschwindend klein vernachlässigt werden könne.

Ebenso vernachlässigt dieser Gelehrte eine vierte Wärmequelle bei der Verbrennung im geschlossenen Raume, nämlich die Verflüchtigung des festen Rückstandes durch die hohe entwickelte Flammentemperatur. Der Grund dieser Vernachlässigung ist, daß Bunsen fand, daß der Druck, welchen die Dämpfe der festen Zersetzungsproducte des Pulvers in der Versuchsröhre hervorbringen, nicht einmal eine Atmosphäre betragen könne.

Aus dem, auf diese Weise mit 619·5 Grad Cels. gefundenen Werthe berechnet nun der gelehrte Professor die Temperatur der

---

[1]) Die erste Wärmequelle ist die Flammentemperatur selbst.

Sprühflamme des eingestampften Pulvers, d. i. jene Temperatur, welche in der brennenden Masse desselben herrschen würde, wenn keine Wärme durch Strahlung oder Leitung vor sich ginge, aus der Division von $\frac{w}{s}$, d. i. die Zahl 619·5 dividirt durch die specifische Wärme der Verbrennungsproducte des analysirten Pulvers.

Nachdem nun Bunsen zur Bestimmung für letztere eine Entwicklung vornimmt, welche wiederzugeben uns zu weit führen würde, erhält er, daß die Flammentemperatur des frei in der Luft verbrannten Pulvers 2993° C., und jene des im geschlossenen Raume verbrannten Pulvers, dessen Gase sich nicht ausdehnen können, 3340° C. betrage. Der gelehrte Herr Professor sagt nämlich, daß, da sich die Wärmecapacitäten der entwickelten Pulvergase mit der Temperatur ändern, so läßt sich der Werth von $\frac{w}{s}$ nicht scharf bestimmen, aber es bezeichnen jene zwei Werthe für die Flammentemperatur die Grenzwerthe derselben.

Die Methode, nach welcher Herr Prof. Bunsen die Sprühflammentemperatur des von ihm untersuchten Jagdpulvers bestimmte, ist ohne Zweifel sehr geistreich und exact, und es wurde der Wissenschaft mit dieser Erweiternng ein sehr großer Dienst geleistet, da bis nun blos beliebige und individuelle Schätzungswerthe hierüber existirten, die auf keine Versuche gegründet sind. Allein die Bunsen'sche Methode bezieht sich nur auf die Auffindung der bloßen Flammentemperatur des Pulvers, d. i. jene Temperatur, welche nur der Sprühflamme des Pulvers im Momente des Zersetzens eigen ist. Es ist dabei jede andere Wärmequelle ausgeschlossen worden, welche beim Verbrennungsprocesse einer in einem festen Körper eingeschlossenen gekörnten Pulverladung in der That vorhanden ist, und die auch Herr Prof. Bunsen vernachlässigen konnte, nachdem seine Absicht nur dahin ging, die Messung der, der bloßen Sprühflamme fremden Temperatur zu vermeiden.

Dieser Unterschied ist aber von großer Bedeutung, und ist daher die wahre Temperatur des im geschlossenen Raume verbrennenden Pulvers wegen jener Vernachlässigung einiger, besonders bei der schnellern Verbrennung der gekörnten Ladung hinzutretender

Wärmequellen eine viel größere, als Herr Prof. Bunsen für seinen speciellen Fall angibt.

Da es nun für die Kenntniß der Größe der Expansivkraft des Pulvers von größter Wichtigkeit ist, jene Wärme zu kennen, welche in jedem untheilbaren Momente der Entwicklung einer Ladung in ihrer Gesammtheit in der That stattfindet — ohne nach der Wärmequelle zu fragen, oder irgend eine solche zu vernachlässigen —; so machen wir daher die ganze wirklich vorhandene Temperatur, welche auf die Tension der Gase bestimmend einwirkt, zum Gegenstande einiger Bemerkungen.

Wir nennen diese Gesammttemperatur die Spannungstemperatur des Pulvers, indem von ihr die Spannung der Gase abhängt.

Sie besteht aus der Summe der oben angeführten 4 Wärmequellen, nämlich: 1) aus der Flammentemperatur der Sprühflamme, 2) aus der Verbrennungswärme der verbrennbaren Gasproducte, 3) aus der durch den vermehrten Gasdruck im geschlossenen Raume frei gewordenen Wärme, und 4) aus der Wärme, welche die Verflüchtigung des festen Rückstandes bei der stattfindenden hohen Temperatur erzeugt.

Nächst der Menge der ersten Wärmequelle fesselt uns besonders noch jene der dritten, indem selbe bei der gekörnten Ladung im geschlossenen Raume ohne Zweifel sehr bedeutend sein muß. Je rascher die Ladung verbrennt; je größere Gasmengen sich in derselben Zeit erzeugen; je fester die Wände des Ladungsraumes, und je weniger Wärmeverlust zudem überhaupt stattfindet: — desto größer ist die freigewordene Wärme, welche in Folge des gegenseitigen Druckes der successiv entwickelten Gase entsteht. Uiberhaupt ist nur durch den Einfluß der Verschiedenheit der 3. Wärmequelle der unterschiedliche Effect erklärbar, welchen eine und dieselbe Ladung bei moderirten Umständen geben kann. Während bei derselben Pulverladung die Wärmemenge der 1. und 2. Wärmequelle eine constante bleibt, ist der Einfluß der andern, besonders der 3. Wärmequelle durch verschiedene Umstände ein variabler, und macht es, daß in jedem Momente der Verbrennung der gekörnten Ladung im geschlossenen Raume eine andere Spannungstemperatur vorherrscht. Diese verliert sich jedoch sehr rapid. Es wird nämlich: 1) Wärme durch Mittheilung an die Umhüllungswände abgegeben; 2) findet ein Wärmeverlust durch Wärmeausstrahlung

statt, wenn bereits ein luftförmiges und kälteres Medium im Ladungsraume herrscht; 3) nimmt dasselbe Gasquantum bei der Vergrößerung des Ladungsraumes in Folge des Weichens der angegriffenen Einschlußwände [1]) einen größern Raum ein, und endlich findet der größte Wärmeverlust durch Umsetzung der Wärme in Spannkraft und lebendige Kraft statt.

Dieses letztere physikalische Princip (als dessen Entdecker der deutsche Arzt Mayer aus Heilbronn gilt)[2]), welches im Haushalte der Natur begründet ist, und dessen Entdeckung erst in neuester Zeit der Physiologie zu danken ist, hat für unseren vorliegenden Fall eine außerordentliche Bedeutung.

Es ist nämlich eine erwiesene Thatsache, daß die Spannungstemperatur des Pulvers sehr groß ist, und daß sie anderseits, wie es die bekannten Rumford'schen Versuche über die absolute Kraft des Pulvers erwiesen haben, außerordentlich rapid sich verliert. Die sehr schnelle Abgabe der außergewöhnlich großen Wärmemenge läßt sich nämlich bei den Rumford'schen Kraftversuchen durchwegs nicht blos mit den sub 1, 2 und 3 angegebenen Ursachen erklären, da eben diese letztern dort kaum vorhanden waren; sie muß daher zumeist in der sub 4 angegebenen Ursache, d. i. in der augenblicklichen Umsetzung der Wärme in Arbeit gesucht werden. Es würde auch sonst nicht erklärt werden können, wohin die doch so außerordentlich große Spannungstemperatur so plötzlich hingekommen wäre. Gewiß gibt uns das neu entdeckte Gesetz des Wechsels und der Erhaltung der Kraft für unsern speciellen Fall nicht blos eine genügende Erklärung, sondern noch weit mehr gewinnen wir durch dasselbe eine namhafte Erweiterung der Kenntnisse über das Wesen und die Erscheinungen der Pulverkraft. In der Zukunft wird man sich nicht mehr entschlagen können, dieses Gesetz (welches, wie ein analoges Gesetz in der Chemie sich darauf basirt, daß in der Natur nichts verloren gehen könne), bei den Betrachtungen über die Kraft des Pulvers zu beachten und zu verwerthen.

Ohne aus dem Gesagten mehr Folgerungen zu ziehen als nöthig und rathsam ist, begnügen wir uns zu wissen, daß die

[1]) Bei Sprengladungen in Felsen in Folge des Weichens des Besatzes.

[2]) Wüllner: „Ueber den Wechsel und die Erhaltung der Kraft," Münster 1860, nennt das Gesetz der Erhaltung und Unzerstörbarkeit der Kraft mit Recht einer der größten Errungenschaften der Physik.

Spannungstemperatur einer im geschlossenen Raume verbrannten Pulverladung durch den vermehrten Gasdruck einen sehr bedeutenden Wärmezuwachs erhalten muß; daß die Wärme beim Umsatz in Arbeit sehr rapid abnimmt; und endlich, daß sie in jedem Momente der Verbrennung eine variable Größe ist, deren directe Messung deßwegen, und wegen ihrer außerordentlichen geringen Dauer unmöglich wird.

e. Karakter der Pulverkraft.

Wie schon sehr lange bekannt ist, geht die Verbrennung, respective Gas- und Kraftentwicklung einer Pulverladung nicht in einem einzigen Momente, sondern nach und nach, obwohl in einer für unsere groben Sinne nur außerordentlich kurzen Zeit vor sich. Die Pulvergase erhalten durch diese allmählige Entwicklung die Befähigung, einem widerstehenden Körper eine beschleunigende Bewegung zu ertheilen, und es repräsentirt daher die Pulverkraft den Karakter eines Druckes.

Sehr bezeichnend sagt dieß ein einstimmiger Ausspruch des französischen Artillerie-Comité [1]): „Daß die Kraft des Pulvers in der Elasticität, Spannung und Entwicklung der Pulvergase, also einzig und allein in der Wirkung eines Druckes beruhe."

Würde sich die Pulverladung in einem einzigen, untheilbaren Momente in seiner ganzen Masse zersetzen, wie dieß bei den vehementen Knallpräparaten mehr oder weniger der Fall ist, so würde die Spannkraft der so entwickelten Gase den Karakter der sogenannten Momentankraft, und die Wirkung dem Stoße entsprechen. Glücklicherweise ist dieß beim Pulver zu dessen Vortheile nicht der Fall.

Es scheint daher nach diesem überflüssig zu sein, die Frage zu beantworten, ob die Wirkung des Pulvers einem Drucke oder einem Stoße gleich zu setzen sei; allein sehr verdienstvolle und gelehrte Fachmänner im Bergbaue, welchen jedoch das Gebiet der „Artillerietechnik" etwas ferne steht, führen (wiewohl mit Unrecht) diesen Punkt als eine noch unentschiedene Streitfrage auf.

---

[1]) Cazeaux: „Theorie der Berechnung der Wirkung des Pulvers in Minen und Geschützen." Aus dem Franz. übersetzt. Berlin, 1839.

Man möge es daher entschuldigen, wenn wir über diese streng-genommen abschweifende, weil schon entschiedene Frage dennoch einige Bemerkungen verlieren.

Weil die successive Entwicklung der Pulverkraft in seiner Wirkung an sich schon dem Karakter des Druckes entspricht, so könnte der vorliegende Gegenstand sonach nur noch dadurch zu einer Streitfrage gemacht werden, wenn man den mechanischen Begriff von „Stoß" und „Druck" in's Mitleiden zieht, und demnach auf ein ganz anderes Gebiet hinüber spielt.

Der Begriff Stoß (die Wirkung einer Momentankraft) gehört insofern einer alten Schule in der Mechanik an, als diese annimmt, daß die Momentankraft ihre Wirkungsäußerung in der Zeit gleich Null vollbringt. Die bekannte Gleichung $P = mv$ (d. i. die Bewegungsgröße ist gleich dem Producte der Masse in die Geschwindigkeit) beruht darauf.

Poncelet, der Schöpfer einer neuen Schule in der Mechanik, hat jedoch sehr richtig hierauf eingewendet, daß in der Zeit Null keine Bewegungsgröße hervorgebracht werden könne, sondern es ist unbedingt eine, wenn auch nur sehr kleine Zeit t dazu nöthig, um dieß bewirken zu können. Die Gleichung für die Bewegungsgröße abgeleitet aus der Gleichung für die gleichförmig beschleunigte Bewegung $v = \frac{P}{p} gt$, wobei $\frac{p}{g} = m$ ist, ergibt nach Poncelet die Form $mv = Pt$, d. h. das Product der bewegten Masse in die von derselben erreichte Geschwindigkeit, ist gleich dem Producte aus der mit gleichförmigem Drucke wirkenden Kraft P in die Zeit t, während welcher jene gewirkt hat. Poncelet nennt zum Unterschiede von der gebräuchlichen Bezeichnung „Bewegungsgröße" das Product Pt den Antrieb der Kraft P in der Zeit t. Er sagt, daß in der Natur absolut genommen keine momentanen, d. i. nach der alten Schule in der Zeit Null wirkenden Kräfte vorkommen können, sondern jede Kraft P braucht zur Hervorbringung einer Wirkung wegen der Ueberwindung der Trägheit des Körpers eine Zeit t. Verwirft somit die neuere Schule den Begriff der alten, so behält jene doch die präcise Benennung „Stoß" bei, jedoch blos als einen Gattungsnamen für die Wirkung sehr kurz andauernder Kräfte.

Nach diesem zerfällt unseres Erachtens der streitige Fragepunkt, ob die Wirkung des Pulvers dem Karakter eines Stoßes oder jenem eines Druckes gleich zu setzen sei, von selbst in den unscharf begrenzten Gattungsbegriff für sehr kurz andauernde Kräfte. Ist daher ein Autor gesonnen, die Wirkung der Pulverkraft einen Stoß zu nennen, so ist er wohl nicht so ganz im Unrechte; allein wir behalten die Identificirung mit einem Drucke bei, weil diese uns mit der, im Grunde genommen doch verhältnißmäßig trägeren Wirkung des Pulvers gegenüber brisanteren Sprengpräparaten entsprechender scheint, und irrthümlichen Begriffen über die Pulverwirkung vorbeugt.

f. Die Absolutkraft des Pulvers.

Bekanntlich unterscheidet man zweierlei Kräfte einer Pulverladung, nämlich die Absolutkraft und die Relativkräfte derselben.

Unter der absoluten Kraft des Pulvers versteht man die Spannung, welche die Pulvergase besitzen würden, wenn sie den geschlossenen Ladungsraum im Gaszustande mit der ihnen zukommenden hohen Verpuffungs- (Spannungs-) Temperatur unverändert einnehmen.

Unter einer Relativkraft der Pulverladung versteht man nur einen Theil der Absolutkraft, d. i. jenen, welcher in einem bestimmten Falle wirklich zur Verwendung gelangt. In der Praxis kommen in der That in allen Fällen stets nur Relativkräfte vor, indem immer nur ein Theil der Kraft zur wirklichen Action gelangt, sei es, daß schon die Einschlußwände weichen, bevor noch die Ladung völlig entwickelt ist, oder daß schon während der Ueberwindung des Widerstandes Gase durch Risse, Fugen u. s. w. ausströmen, oder sei es endlich aus irgend einem anderen Grunde.

Nach diesen aufgestellten Begriffen würde einer Pulverladung nur eine einzige Absolutkraft zukommen, während bei ihr sehr viele Relativkräfte gedacht werden können.

Die wahre Größe der absoluten Kraft des Pulvers ist unbekannt, und besitzt man nur Annäherungswerthe derselben. Obwohl die Praxis streng genommen die Kenntniß derselben in einer genau bezifferten Größe nicht bedarf, so läßt sich dennoch nicht läugnen, daß eine annähernde Schätzung der letztern, ein tieferes also auch nütz-

licheres Einsehen in die Kraft und Wirkung dieses mächtigen Agens zu geben vermag. Wir wollen und können daher diesen Gegenstand nicht gänzlich übergehen.

Zur Messung der sogenannten Absolutkraft des Pulvers hat man zwei Wege eingeschlagen, welche jedoch in Folge unüberwindlicher Schwierigkeiten nur zu Annäherungsangaben führten.

Beim ersten oder theoretischen Wege benützt man das Dulong'sche Gesetz, daß bei unverändertem Raume die Spannkraft des Gases um 1 Atmosphäre wächst, wenn seine Temperatur um 273 Grad Cels. zunimmt, indem man diesem Gesetze einerseits auch für sehr hohe Temperaturen noch Gültigkeit (?) zumuthet, und indem man anderseits der ganzen entwickelten Gasmenge die Flammentemperatur unverändert beimißt. Letztere nimmt man entweder als ungefähr an, oder berechnet sich dieselbe auf dem Versuchswege, wie Bunsen vorgegangen ist.

Mit diesen Hypothesen berechnen wir nun beispielsweise nach den Angaben des Oberstlieut. Ebner die absolute Kraft eines Pulvers, welches die Zusammensetzung des Satzes I (siehe a. die chem. Princip. des Schießpulvers) besitzt.

Es liefern nach dem dort angegebenen Zersetzungsschema 100 Pfd. Pulver, welche einen Raum von 1·82 Cubikfuß einnehmen, so viel Stickstoff und Kohlensäure, daß in freier Luft ersteres Gas einen Raum von 155·2 Cubikfuß, letzteres einen Raum von 437·9 Cubikfuß, also beide zusammen einen Raum von 583·1 Cubikfuß einnehmen würden, vorausgesetzt, daß ihre Temperatur 0 Grad beträgt, und daß der normale Luftdruck besteht, welcher dem Stande einer Quecksilbersäule von 760mm Höhe entspricht. Zu dieser Berechnung ist die Dichte des Stickgases mit 0·9713, und die Dichte der Kohlensäure mit 1·52, endlich der Cubikfuß atmosph. Luft von 0° Temperatur und 760mm Druck mit 564 Gran = 0·0734 Wiener Pfd. vorausgesetzt worden.

Da nun 0·4 des Ladungsraumes für den festen Rückstand zu rechnen ist, so können die Gase im Entstehungsmomente nur 0·6 Cubikfuß des Ladungsraumes einnehmen, welcher also im gegebenen Falle 1·09 W. Cubikfuß beträgt. Es werden demnach die 583·1 W. Cubikfuß treibende Gase einen Raum einzunehmen streben, der jenen des disponiblen Ladungsraumes um das 534fache übertrifft, und es übersteigt daher ihre Druckkraft die außerhalb des Ladungs

raumes herrschende um das eben so Vielfache. Blos aus diesen Ursachen würde die Triebkraft der Gase von 0° Temperatur schon einen Druck von 534 Atmosphären (66·7 Ctr. auf jeden Quadratzoll) ausüben Die Flammentemperatur steigert jedoch diese Spannung bedeutend, denn es wächst wie bekannt die Spannkraft eines Gases bei ungeändertem Raume um 1 Atmosphäre, wenn die Temperatur um 273° C. zunimmt. Beträge daher die Flammentemperatur (nach Bunsen) 3340° C im geschlossenen Raume, so würde die Spannkraft der Gase auf 7075 Atmosphären (884 Ctr. auf 1 Quadratzoll) anwachsen.

Das von Prof. Bunsen analysirte Jagdpulver gibt auf diese Weise (wie die Kraft des theoretischen Pulvers I) berechnet, nur eine Spannung von 314 Atmosphären bei 0° Temperatur, da dieses Pulver nur 342·3 Cub. Fuß treibender Gase lieferte. Bei 3340° C Flammentemperatur hingegen berechnet sich die Druckkraft nach obiger Methode mit 4163 Atmosphären. Nach einer schärferen Methode des Prof. Bunsen jedoch gibt das analysirte Jagdpulver eine absolute Kraft von 4373 Atmosphären oder 547 Centner auf den Quad Zoll.

Diese schärfere Methode ist nach Bunsen folgende:

Nennt man das Gewicht des Pulvers Gp; die gravimetrische (Gewicht eines Cubikcentimeters Pulverkörner) Dichtigkeit desselben Sp; das Gewicht des aus diesem Gp erhaltenen Rückstandes Gr; die Dichtigkeit des letztern bei 3340° C. Sr; und das Volumen der aus jenem Gp erhaltenen bei 0° C. und 1 Atm. Druck gemessenen Gase V; nennt man ferner die Temperatur der in einem geschlossenen Raume brennenden Pulverflamme t, so ergibt sich der Druck p, welchen das Pulver ausübt, wenn es in dem von ihm erfüllten und für Wärme undurchdringlich gedachten Raume $\frac{Gp}{Sp} - \frac{Gr}{Sr}$ abbrennt, durch folgende Gleichung

$$p = \frac{V\,(1 + 0{\cdot}00366t)}{\frac{Gp}{Sp} - \frac{Gr}{Sr}}$$

In dieser bekannten Gleichung ist nur eine Größe, deren Bestimmung einige Schwierigkeiten darbietet, nämlich Sr oder das specifische Gewicht des bei der Temperatur der Pulverflamme (3340° C.) geschmolzenen Pulverrückstandes. Bunsen hat dieses specif. Ge-

wicht nach einer noch nicht publicirten Methode bestimmt, und erhält dafür Sr = 1·50.

Die Werthe der in obiger Formel vorkommenden Größen sind daher: Gp = 1000 Grammen; Sp = 0·964; Gr = 0·6806; Sr = 1·50; V = 193·1 Cub. Ctr.; t = 3340° C.

Durch Substitution derselben in die genannte Formel ergibt sich nun für p der Werth von 4373·6 Atmosphären.

Den zweiten Weg, welchen man zur Auffindung der absoluten Kraft des Pulvers eingeschlagen hat, ist der Versuchsweg.

Graf Rumford war der erste und bisher der einzige [1]), welcher die darauf bezüglichen Experimente ausgeführt hat, und deren Ergebnisse in der Bibliotheque Britanique Tom. 11 & 12, et Transactions philosophiques année 1793 veröffentlicht wurden. Diese Versuche ergaben, daß eine Ladung von 24 Grammen Pulver eine Gasspannung von 29181 Atmosphären [2]) besitze. Rumford nimmt dem zufolge die Größe der absoluten Kraft des Pulvers in runder Zahl mit 29000 Atm. an, eine Meinung, welche die französischen Artillerie-Officiere heute noch theilen. [3])

Vordem, als noch das Staunen über die große Kraft des Pulvers die Phantasie beherrschte, meinte Vauban, daß die Auffindung des Steines der Weisen nichts Wunderbareres sein würde, als die Erfindung des Pulvers, das von einer unbegreiflichen Kraft sei [4]), und ehe man im Stande war, mit einigem Erfolge ihre Größe zu bestimmen, hielt man dieselbe für außerordentlich bedeutend. Aeltere Schriftsteller machen schwindelnd hohe Annahmen; so will beispielsweise nach Angabe Gillot's [5]) ein Herr Prony in seiner Architecture hydraulique und in einem, im National-Institut gelesenen Memoire (Journal de l'école polytechnique) die ab-

---

[1]) In neuester Zeit hat der k. k. österr. Artillerie Oberstlieutenant Franz Ritter von Uchatius eine Pulverprobe ausgeführt, deren Principien sich leicht zu vollkommeneren Versuchen über die Absolutkraft des Pulvers verwerthen ließen.

[2]) Piobert: „Traité d'Artillerie," Paris 1847.

[3]) Gosselin: „Considerations sur les effets souterrains de la poudre." Paris 1857.

[4]) Autoris. Ausgabe des Vauban von Augoyat. Deutsche Uebersetzung. Berlin 1830 (?) pag. 149, 153.

[5]) Gillot: „Traité sur la fortification souterraine. Paris 1803.

solute Kraft des Pulvers mittelst der Interpolationsmethode mit 44 Millionen Atmosphären finden, eine geradezu wahnsinnige Größe, deren Unwahrheit schon Herr Gillot treffend nachweist, und die wir nur als ein Curiosum anführen.

Indessen ist es eine Thatsache, daß die Größe der absoluten Kraft des Pulvers noch immer sehr varirend angegeben wird, und (was sehr bedeutsam) bestehen in keiner wissenschaftlichen Frage so große Differenzen als in der vorliegenden.

Wollen wir der theoretischen Berechnungsmethode den Vorzug einräumen, und ihr mehr Gewicht beilegen als den Rumford'schen Versuchen, so würde sich nach ersterer Methode die absolute Kraft des Pulvers in runder Summe auf etwa 5000 Atmosphären beziffern. Nähme man nun die Wahrheit noch geringer an, und schätzte man die absolute Kraft des Pulvers nur etwa auf 2 bis 3000 Atm.; nähme man endlich noch an, daß bei einem praktischen Zwecke davon nur beispielsweise 500—1000 Atm. zur wirklichen Verwendung gelangen, so repräsentirt diese Kraft noch immer ein sehr mächtiges Agens. Denn vergleicht man sie mit der Kraft der größten industriellen Maschinen, so fängt man an, eine richtige Vorstellung und einen faßbaren Vergleich zu erhalten, welche bedeutende Kraft dem Techniker im Pulver zu Gebote steht.

Ein noch interessanteres Schlaglicht auf den Werth und die Größe der Pulverkraft erhält man beim Vergleiche mit derjenigen der Schießbaumwolle.

Der Techniker ist gewöhnt, die Kraft des Pulvers als eine verhältnißmäßig zu träge und zu geringe gegen brisante Sprengpräparate anzusehen, obwohl mit Unrecht, wenn er die Pulverkraft gehörig zu steigern und auszunützen versteht. Er betrachtet das Pulver aus Vorurtheil gegenüber der überraschenden Zerstörungskraft brisanter Präparate mit scheelen Augen, und er wäre deßhalb nicht abgeneigt, durch diese das Pulver zu ersetzen. Dieser Gedanke hat theilweise die Ursache abgegeben, die Schießwolle dem Pulver zu coordiniren, abgesehen davon, daß man ein mit vielen andern Vorzügen begabtes Präparat damit einzuführen hoffte. Allein trotz der in manchen Fällen größeren Zerstörungskraft der Schießbaumwolle machte man derselben den Vorwurf einer zu heftigen Zersetzung, und erst der neuern Zeit ist es durch die verdienstvollen und kostspieligen Bemühungen der k. k. österr. Regierung unter der

Leitung des bekannten Generals Lenk gelungen, dieses Präparat nicht blos in seiner Vehemenz zu bändigen, sondern sogar nachzuweisen, daß die Schießbaumwolle besonders zu Demolirungen in freier Luft ein unschätzbares Präparat ist. Bekanntlich war man wegen der günstigen und kräftigern Wirkung der Wolle in Geschützen schon im Zuge, dieselbe definitiv einzuführen, als in Folge einer unbegreiflichen Explosion eines Magazins zu Hirtenberg bei Wiener-Neustadt (angeblich durch Selbstentzündung der Wolle) diese Anordnung rückgängig gemacht wurde. Die Brauchbarkeit der Schießbaumwolle in Bohrschüssen und Minen anbelangend, haben Versuche ergeben, daß dieses Präparat in Bohrschüssen zu heftig wirft, während die trennende Wirkung zurückbleibt, und daß in Minen, bei welchen eine nachhaltigere und langsamere Wirkung unerläßlich ist, das Pulver bessere unterirdische Wirkungen macht, und einen weniger vehementen Ausbruch erzeugt.

Zurückkehrend zu dem Vergleiche, welchen wir zwischen der Kraft des Pulvers und jener der Schießwolle anstellen wollten, sei uns zu diesem Zwecke gestattet, mit kurzen Worten zuvor die Zersetzungsproducte und dann die daraus berechenbare Druckkraft der Wolle anzuführen, wobei wir den Angaben des Herrn Oberstlieut. Br. v. Ebner folgen:

„Die Schießbaumwolle ist dreifach nitrirter Pflanzenzellenstoff, dessen theoretische Zersetzung nach folgender chemischer Gleichung vor sich geht:"

$$\underbrace{C_{12}H_7N_3O_{22}}_{\substack{297\text{ G. Thl.}\\ \text{3fach nitrirter}\\ \text{Pflanzenzellenstoff}}} = \underbrace{\underbrace{7\,HO}_{\substack{63\text{ G. Thl.}\\ \text{Wasser}}} + \underbrace{9\,CO}_{\substack{126\text{ G. Thl.}\\ \text{Kohlenoxyd}}} + \underbrace{3\,CO_2}_{\substack{66\text{ G. Thl.}\\ \text{Kohlensäure}}} + \underbrace{3\,N}_{\substack{42\text{ G. Thl.}\\ \text{Stickgas}}}}_{\text{Zersetzungsproducte.}}$$

„Auf Gewichtsprocente und Raumtheile um gerechnet, könnten daher liefern:

100 ℔. 3fach nitrirter Pflanzenzellenstoff =	Wasser	21·22 ℔			
	Kohlenoxyd	42·42 ℔	=	597·1	Cub. Fuß.
	Kohlensäure	22·22 ℔	=	199·1	„ „
	Sticklas	14·14 ℔	=	198·2	„ „
		100 ℔	=	994·4	„ „

„Man bemerkt hier sogleich einen sehr großen Unterschied gegen die Zersetzungsproducte des Schießpulvers, da hier dieselben ohne festen Rückstand, und ausschließlich gasförmiger Natur sind.

Dem Wasser jedoch kommt dieser Zustand erst bei einer Temperatur von 100° C. zu. Der Rauminhalt des Wassers konnte daher im obigen Schema für die Temperatur von 0 Grad und bei dem Drucke von 1 Atm. nicht angesetzt werden, welche Umstände bei der Berechnung der Raumgrößen der übrigen Gassorten angenommen sind."

„Denkt man aber die Zersetzungsproducte auf 100° C. erhitzt so würde alles Wasser gasförmig werden, und die 4 Stoffe würden nachfolgende Räume einnehmen:"

21·22 ℔ Wasser bei	100° C.	=	639·9	Cub.	Fuß
42·42 ℔ Kohlenoxyd bei	100° „	=	816·2	„	„
22·22 ℔ Kohlensäure „	100° „	=	272·1	„	„
14·13 ℔ Stickgas „	100° „	=	270·9	„	„
	Summa		1999·1	Cub.	Fuß.

„Hiermit wäre freilich ein Datum zur Berechnung der Druckkraft dieses Gascomplexes gegeben; allein es fehlt die Kenntniß der Flammentemperatur, und es muß auf die veränderliche Dichte, in welcher das explosive Präparat angewendet werden kann, Rücksicht genommen werden. Ueber die Flammentemperatur sind keine Untersuchungen angestellt worden; sie ist wahrscheinlich niedriger als jene des Schießpulvers, da die Wärmecapacitäten der Zersetzungsproducte des letztern bedeutend geringer sind. Doch wenn man auch beide gleich groß annehmen wollte, so würde sich dennoch die theoretische Schießwollkraft etwas kleiner als die Pulverkraft herausstellen. Obwohl nämlich 1 Ctr. des explosiven Zellenstoffes bei 100° Celsius nahe 2000 Cub. Fuß; 1 Ctr. Pulver aber unter diesen Umständen nur 468 Cub. Fuß treibendes Gas liefern würde, so beträgt doch der Entstehungsraum im 2. Falle nur 1·09 Cub. Fuß, im 1. Falle dagegen 5 Cub. Fuß, wenn man sehr stark comprimirte Schießwolle (1 Ctr. = 5 Cub. Fuß) voraussetzt. Die Spannkraft von 2000 Cub. Fuß Gas wächst, wenn sie auf einen Raum von 5 Cub. Fuß zusammengedrängt gedacht werden, auf 400 Atmosphären, jene von 468 Cub. Fuß Gas in dem Raume von 1·09 Cub. Fuß dagegen auf 429 Atm. Es würde sonach selbst bei einer gleich großen weitern Erhitzung die Schießwollkraft dennoch um etwas hinter der Pulverkraft zurück bleiben. Dieses Ergebniß steht keineswegs im Widerspruche mit den bekannten Thatsachen, nach welchen man die Schießvolle für weit kräftiger als das

Pulver erachtet, sondern es lehrt vielmehr, daß der Nutzeffect eines explosiven Körpers nicht blos von der möglichen Spannkraft der gelieferten Gase, sondern vielmehr von dem Umstande abhängt, ob diese Spannkraft auch wirklich zu Stande kommen könne. Hierauf hat die Zeit, in welcher der Bildungsproceß der Gase vor sich geht, den wesentlichsten Einfluß; währt diese Zeit so lange, daß der Bildungsraum noch während des Processes sich zu erweitern vermag, so sinkt die Spannkraft der entwickelten Gase im Verhältniß der stattfindenden Raumvergrößerung."

„Nicht die größere Gasmenge oder eine höhere Flammentemperatur veranlassen die stärkere Wirkung der Schießwolle, sondern die außerordentlich kurze Zeit, in welcher sie ihre Zersetzung zu vollbringen vermag."

Dieses interessante und durch den ganz neuen Vergleich mit der Schießbaumwolle gewonnene Schlaglicht auf die Größe der im Pulver schlummernden Kraft zeigt, welch bedeutender Nutzeffect bei einer schnellern, jedoch aber auch wieder die Natur der Widerstände berücksichtigenden Verbrennung, und bei einem soliden Abschluß der Ladung gewonnen werden kann.

g. Präcisirung der absoluten Kraft des Pulvers.

Im vorstehenden Abschnitte haben wir den Begriff der absoluten Kraft des Pulvers gegeben, wie er allgemein angenommen wird. Er ist deutlich ausgesprochen; trotzdem aber nur ein idealer Begriff, welcher in Wirklichkeit nicht bestehen kann. Diese Behauptung, welche gegen die bisherige Meinung verstößt, macht es nöthig, selbe eingehend zu rechtfertigen, und dieß geschieht, indem wir jenen überlieferten Begriff untersuchen und in seiner Unmöglichkeit beleuchten, sowie ihn endlich auf seinen wahren Werth zurückführen.

Nach dem Wortlaute der oben gegebenen Definition der absoluten Kraft des Pulvers, welche ein Nichtausdehnen des Ladungsraumes bedingt, könnte man sich deren wirkliche Existenz nur in 2 Fällen denken:

Im ersten Falle müßten wir uns vorstellen, daß die geschlossene Pulverladung in einem einzigen Momente verpufft, damit der Ladungsraum während der Verbrennung sich nicht vergrößern könne, und daß die entwickelten Gase während dem die Flammentemperatur besitzen. Da dieser Fall in Wirklichkeit nicht stattfinden kann, nachdem das Pulver nur allmälig verbrennt, so kann in diesem Falle die wirkliche Existenz der absoluten Pulverkraft auch nicht gedacht werden.

In dem andern Falle supponirt man der Wahrheit gemäß, daß das Pulver successive verbrennt; aber es müßte sodann auch nach der Definition der absoluten Pulverkraft noch angenommen werden können, daß sowohl die periodisch entwickelten Gasmengen die Flammentemperatur weder ohne Vermehrung noch ohne Verminderung bis zu Ende der Verbrennung beibehalten, als auch, daß der Ladungsraum während der Verbrennungsdauer sich nicht vergrößert. Allein letztere beiden Bedingungen können in Wirklichkeit unbedingt nicht stattfinden, weßhalb auch in diesem Falle der angenommene Begriff der absoluten Kraft des Pulvers ein nicht existirbarer und blos idealer ist.

Die Kraft, welche eine verschlossene Pulverladung äußert, deren Gase zusammen gehalten bleiben und bei welcher auf keinerlei Weise eine Gasausströmung stattfindet, ist in Wahrheit immer eine variable, da die jeweilige Spannungstemperatur auch die analoge Eigenschaft besitzt. Denn je nachdem die Ladung verschieden schnell verbrannt wird, und je nachdem die Festigkeit, Zusammendrückbarkeit und das Wärmeleitungsvermögen der Ladungswände unterschiedlich ist, wird die sich äußernde Gesammtkraft einer Ladung auch eine verschiedene sein müssen. Nimmt man selbst ein bestimmtes Medium an, in welches immer dieselbe Pulverladung eingeschlossen wird, so wird dennoch durch die Art der Anlage und Zündung die bedingte Gasentwicklung verschieden sein können, und es wird die dadurch entstehende Spannkraft ebenfalls immer eine variable Größe repräsentiren.

Immer aber wird in jedem Falle die größte Kraft einer Ladung jene sein, bei welcher mit Vorhandensein des festesten Abschlusses durch die möglichst schnellste Verbrennung das erreichbare Maximum erhalten wird.

Wir halten es daher vortheilhafter, statt des idealen Begriffes der absoluten Kraft des Pulvers, der (weil nicht existirend) für die Praxis von keinem Nutzen ist, im Interesse der Ausübung lieber jenes zu erstrebende Maximum der Kraft einzuführen, welches in einem gegebenen Falle (bei gegebener Pulverladung und bestimmtem Medium) erreicht werden kann, und wollen dasselbe das Kraftmaximum des gegebenen Falles nennen, das selbstverständlich in jedem Medium ein anderes sein wird.

Diese Präcisirung der erreichbaren Maximalkraft einer Pulverladung scheint uns zu wichtig zu sein, als daß wir selbe nicht als sehr bedeutsam hervorheben sollten, einerseits weil sie das zu erstrebende Ideal der Praxis ist, und anderseits weil sie uns erklären hilft, warum sowohl die auf praktischem als auf theoretischem Wege berechneten Werthe der absoluten Kraft des Pulvers so außergewöhnlich differiren. Denn es ist uns nunmehr vollkommen klar, daß jene theoretischen Berechnungen von keiner Wahrheit sein können, weil sie auf falschen Voraussetzungen beruhen, und daß anderseits die directen Experimente (à la Rumford) zu keinem bestimmten Ziele führen können. Gleichwohl sind aber letztere aus nahe liegenden Gründen für die Praxis als Schätzungswerthe brauchbarer und richtiger als die theoretischen Berechnungen. Immerhin bleiben aber Rumford's Ergebnisse (die richtiger mit blos circa 10000 Atm. anzunehmen sind, weil der Mörser bei diesem Drucke noch nicht zersprang und daher durch die Nichteinbeziehung der Festigkeit des zersprungenen Mörsers noch keine neuen Täuschungen hinzuzog), insolange keine Gasausströmungen stattfanden, nichts anders, als das jeweilige Kraftmaximum seines gegebenen Falles, welches durch die Umstände bedingt war, die bei seinen Versuchen stattfanden.

h. Die Umstände, welche die Kraft und Wirkung des Pulvers modificiren.

Die Umstände, welche die Kraft und Wirkung einer im festen Medium eingeschlossenen Pulverladung modificiren, sind in den vorstehenden Abschnitten bereits schon ersichtlich gemacht worden. Allein unter den Bergleuten herrschen so divergirende Ansichten, daß es uns trotz des uns treffenden Vorwurfes von Wiederholungen, und

trotzdem wir eigentlich nichts Neues geben, — nützlich erscheint, für die kunstgerechte Praxis eine übersichtliche Zusammenstellung der sehr verflochtenen kraftmodificirenden Umstände zu versuchen. Vom Standpunkte des Sprengens lassen sie sich in folgende 3 Hauptpunkte zusammenfassen, die zwar schon allgemein bekannt, aber nicht immer gehörig beobachtet werden.

Die Kraft und Wirkung einer Pulverladung hängt ab:

1. Von der Qualität oder den innern Eigenschaften des Pulvers, da bekanntlich verschiedene Pulversorten verschiedene Mengen und Arten treibender Gase mit unterschiedlichen Wärme- und Druckeigenschaften umsetzen.

2. Von der Quantität der Ladung, weil größere Mengen größere Kräfte zu erzeugen fähig sind.

3. Von der Entwicklungsdauer der Ladung. Von welchen Umständen dieser außerordentlich wichtige Punkt abhängt, haben wir schon am Schlusse des Abschnittes b übersichtlich zusammengestellt, und verweisen wir auf deren nochmalige Lesung.

i. Gegebene und bestimmbare Factoren der Pulverkraft.

Die kraftmodificirenden Umstände als die Factoren der Pulverkraft sind in allen Fällen der Praxis theils gegeben, theils aber können einige vom Ingenieur bestimmt, respective innerhalb gewisser Grenzen modulirt gebraucht werden. Mit diesen bestimmbaren und die Kraft veränderungsfähigen Umständen ist stets die Aufgabe zu erfüllen, die Kraft der Ladung dem Kraftmaximum des gegebenen Falls zu nähern. Sind beispielsweise die Widerstände, die Pulvergattung und indirect die Größe der Ladung gegeben, wie dieß in der Regel der Fall ist, so liegt das Weitere in der Hand des denkenden Ingenieurs, durch zweckmäßige Anlage, Zündung und Besetzung der Ladung alle übrigen kraftmodificirenden Umstände so zu bestimmen, daß die höchste Potenz der Kraft erreicht werde. Keiner der darauf Bezug nehmenden Umstände ist außer Acht zu lassen, und die Mittel und Regeln, welche in diesem Sinne zur vollen Verwerthung der Pulverkraft in der Praxis des Sprengens zu beobachten sind, bilden die Hauptaufgaben dieser Schrift.

k. Relation zwischen dem Gewichte der Ladung und der aus ihr entwickelten Kraft.

Es wäre vielleicht nicht so unmöglich, mittelst eigens construirter Maschinen [1]) das Kraftmaximum einer sehr kleinen Ladung ausgedrückt durch dessen Arbeit in Fußpfunden zu eruiren, und daraus auch Berechnungen der mechanischen Leistung größerer Ladungen aufzustellen. Allein es ist gar nicht denkbar, die Kraft einer Ladung gemessen durch die mechanische Einheit (das Fußpfund) unter den Umständen zu berechnen, wie solche bei Minen und Sprengschüssen stattfinden, und ließe sich daher der unberechenbaren Widerstände halber diese Kenntniß gar nicht verwerthen.

Man ist deßhalb aus diesen Gründen unbedingt darauf angewiesen, einen andern Weg als den der sonst üblichen mechanischen Berechnung einzuschlagen, um einerseits eine Relation zwischen dem Gewichte der Ladung und der aus ihr entwickelten Kraft aufstellen zu können, und um andererseits Ladungsberechnungen zu ermöglichen.

Die scheinbare Schwierigkeit der Lösung dieser Aufgabe ist bereits überwunden, denn man hat schon vom Anfange her instinctartig den Weg (der Proportionirung) betreten, welcher das Bedürfniß nach einer mechanischen Kraftberechnung entbehren läßt.

Man bringt demnach zur Bestimmung der Relation zwischen dem Gewichte der Ladung und deren Kraft, so wie zwischen der letztern und deren Wirkung dieselben bei ähnlichen Fällen in directe Proportion, weil daselbst die kraftmodificirenden Umstände gleich respect. proportional sind. Es ist kein Grund vorhanden, warum unter diesen Voraussetzungen nicht auch die Kräfte der Ladungen zu deren Gewichte wie auch zu ihren ähnlichen Wirkungen nicht direct proportionirt sein sollten. Für die Praxis liegt sodann die Schwierigkeit nur noch darin, bei der Anlage von Minen und Sprengschüssen die Proportionalität der die Kräfte bestimmenden Factoren zu erkennen und zu beobachten. Mathematisch ist die in Rede stehende Proportion in folgende Form gebracht:

$$L : L_{,} = P : P_{,} = W : W_{,}$$

wobei L u. L, die Ladungsgewichte, P u. P, die bei ähnlichen kraftmodifizirenden Umständen daraus entwickelten Kräfte

[1]) Mit verbesserten Pulverproben oder Kraftmessern.

und W u. W, deren Wirkungen bedeuten. Würde bei einer dieser Ladungen nur ein einziger Kraftfactor verschieden, d i. außer dem Verhältnisse sein, so sind auch deren Kräfte und Wirkungen nicht mehr proportional.

l. Eigenschaften des Pulvers zur Beurtheilung von dessen Güte.

Wir schließen diesem, für die Praxis bestimmten Capitel über das Pulver uud dessen Kraft noch einen Abschnitt unter dem obigen Titel an, zum Zwecke, die Güte des Pulvers zu erkennen.

Nach Scherzer [1]) sind die Eigenschaften eines guten Pulvers folgende:

1. Muß es eine gleichmäßig mattglänzende Schieferfarbe haben, und selbst gerieben darf es keinen Unterschied in der Farbe zeigen. Ein zu dunkles, blauschwarzes Pulver ließe auf zu viel Kohle, oder auf zu große Feuchtigkeit schließen. Weißliche Flecken würden ein zu feucht gewesenes Pulver anzeigen, das beim Trocknen den Salpeter effloreseirt hat. Zu glänzendes Pulver, welches zu viel polirt ist, entzündet sich schwer, obschon es leichter vor dem Zerbröckeln geschützt ist.

2. Eine kleine Quantität Pulver auf einem weißen Papier entzündet, muß mit grade auffsteigender Flamme schnell und ohne Rückstand verbrennen. Gelbe Flecken wären ein Zeichen von zu vielem oder schlecht gemengtem Schwefel, schwarze hingegen von Kohle. Unverbrannte Körner würden unreinen oder schlechtgemengten Salpeter anzeigen, sowie ins Papier gebrannte Löcher feuchtes oder sonst schlechtes Pulver andeuten.

3. Sollte das Pulver nicht mehr als 2% Feuchtigkeit haben. Absolut trockenes Pulver gibt es nicht; ja es ist selbst bei der größten Sorgfalt kaum möglich, weniger als 4 bis 5% Feuchtigkeit zu erzielen. Mehr als 5% soll aber ein gutes Pulver nicht haben, sonst müßte es sorgfältig getrocknet werden. Das Vorhandensein von zu großer Feuchtigkeit im Pulver kann man schnell dadurch beurtheilen, daß man ein Quantum desselben in der Hand zusammendrückt, wobei es keine kleinen Klumpen bilden darf. Um den Wassergehalt des Pulvers genau zu bestimmen, trocknet man eine

[1]) Scherzer: „Militär. Chemie.“

abgewogene Menge im geschlossenen Raume bei 80° C, wiegt es neuerdings, wo alsdann der Gewichtsunterschied auf Rechnung der Feuchtigkeit kommt.

4. Die Körner müssen genügend fest, trocken und von runder Form sein; sie müssen zwischen den Fingern gedrückt etwas knirschen, und sich nicht zu leicht in Staub verwandeln lassen. Endlich sollen sie, wenn man sie über einen Bogen weißes Papier rollen läßt, diesen nicht beschmutzen.

5. Soll das Pulver gleichmäßig große Körner haben, was durch Probemustersiebe untersucht wird.

6. Muß das Pulver eine gewisse Dichte besitzen. Praktisch einfach bestimmt man dieselbe, wenn man den als Hohlmaß eingerichteten Cubikfuß nimmt, über denselben einen, mit einem Probemustersiebe versehenen Trichter hält, und das Pulver langsam aus dem Fasse einschüttet. Der Cubikfuß wird sodann mit einem Lineal abgestrichen und das Pulver abgewogen. Hierbei soll der österr. Cubikfuß wiegen:

Musketenpulver	53 ℔
Stückpulver	53 ℔
Minenpulver	53—54 ℔
Scheibenpulver	50—51 ℔

7. Soll das Pulver die gehörige Anzahl Grade auf der Pulverbrobe schlagen. Am vortheilhaftesten wird dazu die **Wagner'sche** Hebelprobe benützt, weil sie die genauesten Resultate gibt [1]). Auf dieser Pulverprobe soll das österreichische

Scheibenpulver	120—150	Grad
Musketenpulver	70— 90	"
Stückpulver	60— 65	"
Minenpulver	42— 48	"
Sprengpulver	25— 30	" schlagen.

In Oesterreich wird als Minenpulver schwächeres Stückpulver und Musketenpulver gebraucht. **Schwache oder herabgewürdigte Pulversorten kommen als Sprengpulver in**

[1]) Ein wahrhaft physikalischer Kraftmesser statt den üblichen schlechten und mangelhaften Pulverproben wäre ein sehr nothwendiges Instrument. Wie schon oben angemerkt, hat Oberstlieut. **Uchatius** die Lösung dieser Frage wenn auch noch zu keiner Vollkommenheit geführt, doch bereits angebahnt.

den Handel, wenn sie noch 25 Grad auf der Hebelprobe oder 20 Grad auf der Stangenprobe schlagen. Noch mehr herabgewürdigte Pulversorten werden gänzlich ausrangirt und zum Auslaugen des Salpeters in die Pulvermühlen abgegeben.

8. Soll das Pulver die gehörige procentale Zusammensetzung aus chemisch reinen Stoffen haben. Die Entwicklung dieser Eigenschaft geschieht durch die chemische Analyse, welche in das specielle Fach des Chemikers fällt.

II.

Allgemeine Begriffe aus dem Gebiete der Minirkunst.

Der strebsame Bergmann, welchem die rationelle Förderung der Sprengarbeit am Herzen liegt, greift gerne nach Abhandlungen über die Minirkunst, um seine Kenntnisse zu erweitern, und sich in manchen Fällen Rath zu holen. In der Regel wird er aber diese Schriften mit einer Art Mißmuth aus der Hand legen, weil sie ihn nicht befriedigen. Die Theorie der Minen ist derzeit selbst noch nichts anders als ein Compositum von unzusammenhängenden empirischen Regeln, die der wissenschaftlichen Basis entbehren. Auch ist der Bergingenieur genöthigt, eine Menge von Dingen zu lesen, welche er nicht benöthigt, und es wird ihm schwer, sich auf schnelle und leichte Weise das Wissenswerthe und Brauchbare herauszunehmen.

Der Verfasser befindet sich durch seine Stellung und seine langjährigen Studien in dem speciellen Fache der Minirkunst in der glücklichen Lage, nicht nur einen kurzgefaßten Inbegriff des Wissenswerthen leicht zusammenstellen zu können, sondern er ist durch die Verfassung einer neuen Minentheorie, welche sich bemüht, auf der Lehre der Wellenbewegung in concentrischen Kugelschichten wissenschaftliche Grundsätze anzubahnen, auch im Stande, das gesammte Gebiet des Sprengens zusammenfassend zu beleuchten.

Geht man von dem Grundsatze aus, daß die Minirkunst die große Theorie des Sprengens ist, und eine Abhandlung des vorliegenden Stoffes erst dann ihren Werth erhält, wenn sie vom allgemeinsten Standpunkte deducirt, so mag es vielleicht nicht unrichtig sein, wenn wir uns bemühen, dem Leser das Wissenswertheste aus

der Minentheorie bekannt zu geben, und sowohl diese Wissenschaft, wie jene des bergmännischen Sprengens in den gehörigen Einklang zu bringen.

In wie weit uns dieß gelingen wird, sind wir nicht maßgebend zu beurtheilen; allein es sei von uns keine Mühe gespart, dieses schwere Ziel anzustreben.

Dieses Capitel ist sonach bestimmt, die nothwendigsten Begriffe aus dem Gebiete der Minirkunst zu geben, und werden wir bemüht sein, uns auf das Kürzeste zu beschränken.

a. Allgemeine Begriffe.

Eine Mine nennt man eine im festen Mittel eingeschlossene Menge Pulver, welche zu jedem beliebigen Momente gezündet werden kann.

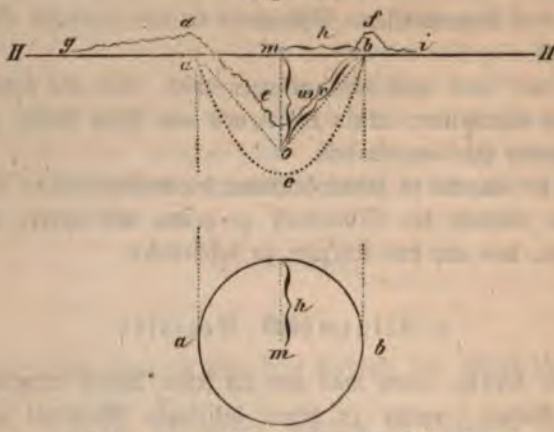
Der Raum, welcher die Ladung aufnimmt, heißt, so lange er noch leer ist, die Kammer; und wenn das Pulver eingeführt ist, der Ofen. Man gebraucht daher auch den Ausdruck Ofen oft für den Begriff einer Mine.

Ist die Mine entzündet, so nennt man die Action während ihrer Dauer das Spielen der Mine, und ihren Erfolg die Wirkung.

Die Minen theilt man in Bezug auf ihre Wirkung in Trichterminen und in Dampf- oder Quetschminen ein, je nachdem die Wirkung auf der Oberfläche sichtbar wird oder nicht. Es ist sonach die Wirkung der Dampfminen blos eine unterirdische, welche den Zweck hat, hohle Räume im Innern des Mediums einzudrücken; während die Wirkung der Trichterminen zugleich auch eine oberirdische ist, weil sie nebst dem auch auf der Oberfläche zu Tage tritt (tagt).

Bei den Trichterminen wird durch die Action des Pulvers ein Erdkörper (der Explosionskörper) ausgeworfen, welcher als Minengarbe in die Höhe geschleudert, zum Theile in die ausgerissene Höhlung (den Trichter) wieder zurückfällt, und diesen mehr oder weniger ausfüllt. Man hat also den ursprünglichen, eigentlichen Trichter wohl zu unterscheiden von dem durch das Niederfallen der Garbe zum Theile ausgefüllten. Der Ausbruch einer Mine muß naturgemäß nach der Seite und Linie des geringsten Widerstandes erfolgen, und man nennt daher jene Linie,

Fig. 1.



welche man als die geometrisch kürzeste vom Mittelpunkte o (Fig. 1) der Ladung senkrecht auf die Oberfläche H H gezogen denkt, die kürzeste Widerstandslinie (w), für die wir in der Folge die Abkürzung k. W. L. gebrauchen werden. Derjenige Punkt, in welchem die k. W. L. die Oberfläche durchstößt, heißt der Stoßpunkt (m).

Da das Pulver in Folge der Natur der elastischen Gase nach allen Seiten gleich stark wirkt, so muß der Trichter ein Umdrehungskörper, u. z. ein Afterkegel sein, dessen Achse die k. W. L. ist, und der sich mit der Oberfläche in einem Kreise (dem Trichterkreise oder Trichterrande) verschneidet. Der Halbmesser m b desselben heißt der Trichterhalbmesser (h), und die Mantellinien des gedachten umgestürzten rechten Kegels a o b nennt man die Explosionslinien oder Explosionshalbmesser (r).

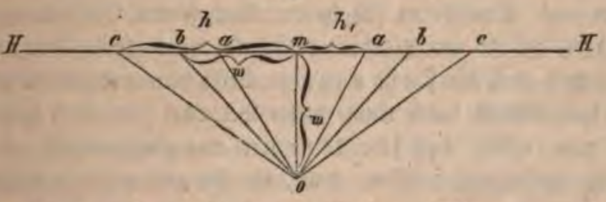
Die wahre Gestalt des Trichters kennt man nicht; um aber dieselbe für die Ladungsberechnungen entbehren zu können, gebrauchte man sehr bald das Verhältniß der k. W. L. zum Trichterhalbmesser, weil dasselbe bei demselben Trichter immer ein ungeändertes bleibt, mag die Gestalt desselben sein, welche sie wolle.

Denkt man sich unter derselben k. W. L. = w verschiedene Ladungen hinterlegt, so ist wohl klar, daß mit der Größe der Ladung auch ein größerer Trichter gemacht werden muß. Bei jeder Trichtermine aber finden während der Action Gasausströmungen

nach der Richtung der k. W. L. statt, welche für die Bildung der unterirdischen Wirkung und jene des Trichters ganz verloren gehen, und zu nichts anderm als zum Wurfe der Minengarbe verwendet werden. Da zur Bildung der unterirdischen Wirkung und jener des Trichters immer eine gewisse Zeit nöthig ist, mit der Größe des Trichters aber immer mehr nutzlos Gase ausströmen, so ist wohl klar, daß es eine Grenze der Trichtergröße geben muß, über die hinaus kein größerer möglich ist. Man kennt diese Grenze noch nicht, denn es sind bislang noch keine größeren Minen als $h = 3\,w$ gesprengt worden.

Nach dem Verhältnisse des Trichterhalbmessers zur k. W. L. $\left(\frac{h}{w} = n\right)$ theilt man die Trichterminen ein in: schwachgeladene Minen, wenn $h < w$ oder $n < 1$; in gleichseitige Mine, wenn

Fig. 2.



$h = w$ oder $n = 1$ und in starkgeladene Minen, wenn $h > w$ oder $n > 1$ ist. Die Figur 2 versinnlicht diese 3 Gattungen von Trichterminen.

Die erste erfolgreiche Pulvermine wurde im Jahre 1503 von Piedro Navarra gesprengt, indem dieser, Spanier von Geburt in jener Belagerung von Neapel das Castel nuovo [1]) einstürzte. Einige geben an, es sei das Castell dell'Ovo gewesen; nach Guicciardini jedoch, welcher als die richtigste Quelle dient, war es jedoch nicht dieses Castell. Dieser Historiker erzählt, daß Piedro Navarra durch 16 Jahre als Gemeiner im genuesischen Fußvolke gedient hatte, und während dieser Zeit bei der Belagerung des Bergschlosses Serezanello 1487 die

---

[1]) Geuß: „Ausführliche Abhandlung der Minirkunst." Kopenhagen 1776. La historia d'Italia di M. F. Guicciardini, gentilhuomo fiorentino, di nuovo reviduta et corretta per Francesco Sansovino 1636 pag. 307—308.

Minen kennen lernte. Die Sprengung aber mißlang daselbst, und wird daher als Thatsache verzeichnet, daß die erste erfolgreiche Mine vor Neapel gebraucht wurde, weßhalb auch in der Kriegskunst Piedro Navarra als der Erfinder der Pulverminen gilt. Von dieser Zeit ab kamen die Pulverminen allmälig in Gebrauch, obwohl man nach Vauban's Angabe [1]) die Ladungen nur nach einer ungefähren Schätzung annahm und nichts Bestimmtes darüber wußte.

Die ersten Bestrebungen für die Gründung einer Minentheorie fallen in die Zeiten Vauban's, welcher geniale Kriegsingenieur die Anregung dazu gab, und durch den Mineuroffizier Megrigny auf dem Glacis zu Tournay 1686 die ersten Minenversuche anstellen ließ. Vauban selbst macht in seinem Werke Grundsätze über die Kraft und Wirkung des Pulvers bekannt, welche auf der Unzerdrückbarkeit der Erde beruhen, und überhaupt falsche Prämissen und Schlüsse in sich haben. Nach seinen Vorstellungen deducirt er, daß es nur gleichseitige Minen geben könne, mit welchem Vorurtheil auch die Tournay'schen Versuche unternommen wurden. Uiberdieß bestärkt durch einige dieser Versuche (Nr. 1, 7 und 19) [2]) hielt man dafür, daß jede Mine nur eine einzige richtige Ladung (die der gleichseitigen Mine) habe, die Vauban die „vernünftige" Ladung hieß, und daß es sich darum handle diese zu finden, um weder das Pulver zu verschwenden noch zu wenig davon zu nehmen. Man glaubte, daß eine zu starke Ladung wohl einen höhern Auswurf mache, aber dafür keinen Trichter, sondern nur ein enges Loch reiße.

Erst Belidor gelang es nach langen und hartnäckigen Kämpfen die Vauban-Megrigny'schen Vorurtheile auszurotten. Dieser geistreiche Mann, damals Professor an der Artillerieschule zu La Fère, machte in seinem Cours de Mathematiques 1725 eine neue Ladungsberechnung kund, welche zu Folge hatte, daß die franz. Regierung Versuche anordnete, die auch 1727 bis 1729 zu La Fère wirklich stattfanden. Belidor sah dabei wohl ein, daß seine Berechnung nicht stichhältig sei, aber er fand

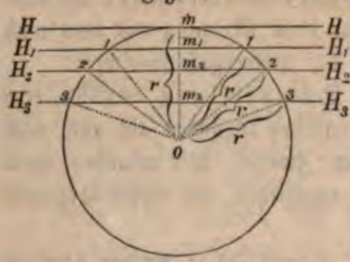
---

[1]) Vauban: „Angriff und Vertheidigung fester Plätze." Autorisirte Ausgabe von Augoyat, ins Deutsche übersetzt, Berlin (1830?) pag. 153.
[2]) Geuß pag. 32.

dadurch Gelegenheit sich in unbefangene Beobachtungen und Studien über die Wirkung des Pulvers in Minen vertiefen zu können, und arbeitete auch bei dieser Gelegenheit seine neue Theorie der Minen aus, welche im Manuskripte bereits 1729 fertig war, und sich trotz deren Geheimhaltung in Abschriften unter den Franzosen verbreitete. Seine neuen Grundsätze, welche zu den Vauban-Megrigny'schen Behauptungen in directem Gegensatze standen, gehen dahinaus, daß jede Mine eine unterirdische Wirkung habe, deren kugelförmige Sphäre er den globe de compression benannte, und daß es nicht blos gleichseitige, sondern auch schwach- und starkgeladene Minen gebe, indem mit der Größe der Ladung die Trichteröffnung steige. Diese ketzerischen Meinungen gegenüber der größten Autorität (Vauban) damaliger Zeit veranlaßten, daß er von vielen Offizieren schriftliche Widerlegungen erhielt. Im Jahre 1732 wurde zu La Fère die erste sehr starke Mine gesprengt, welche einen Trichter von $n = 3$ ergab, und eine so große unterirdische Wirkung hatte, daß auf die 4fache k. W. L. Gallerien eingedrückt wurden. So glänzend damit Belidor's Ansichten gerechtfertigt wurden, fanden sie doch statt einer Anerkennung nur einen um so hartnäckigeren Kampf. Belidor selbst verfiel auf einige Zeit in Ungnade, angeblich weil er seine Ideen nicht geheim gehalten habe, worauf man damals, um sich die Vortheile gegenüber dem Feinde zu sichern, zum größten Schaden der Entwicklung der Minirkunst große Stücke hielt. Erst 1753 ordnete sein Gönner, der Herzog von Belle Isle, um dem Streite ein Ende zu machen, einen neuen Versuch zu Bissy an, welcher dieselben Ergebnisse wie jene vor 21 Jahren zu La Fère hatte. Ein Jahr darauf fand durch Le Febvre in Gegenwart Friedrich des Großen zu Potsdam (1754) ein gleicher Versuch statt. Belidor's neue Theorie wurde erst spät 1756 veröffentlicht, indem er dieselbe als seine Antrittsrede als Mitglied der franz. Academie vorlas. Belidor starb 5 Jahre darauf hoch gefeiert durch seine hervorragenden Leistungen.

Die Belidor'sche Richtung, eine Minentheorie anzubahnen, wurde verlassen, und an deren Stelle sind bis gegenwärtig bloße empirische Annäherungsregeln ohne Zusammenhang getreten.

Fig. 4.



die gleich große Druckkugel entspreche, möge die Mine einen Trichter haben, welchen sie wolle. Es wäre demnach alles eins, welche Lage der Horizont H H, H_1 H_1 u. s. w. (Fig. 4) habe, die Größe der Druckkugel würde dennoch nicht verändert.

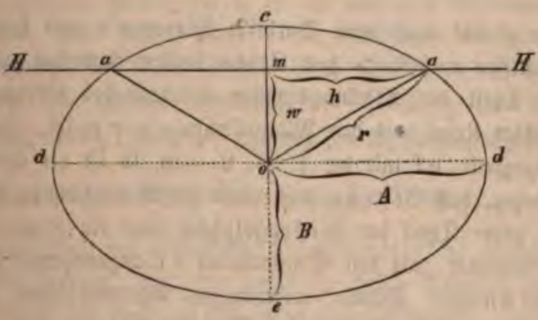
So einfach diese Theorie und die daraus entspringende Ladungsberechnung ist, so mußte sie bei fortschreitenden Erfahrungen bald anderen Ansichten das Feld räumen. Man wurde nämlich bald gewahr (schon bei den großen Versuchsminen zu La Fère 1732, zu Bissy 1754 und Potsdam 1754), daß bei Trichterminen, besonders bei sehr großen, die unterirdischen Wirkungsweiten im Horizonte des Ofens bedeutend größer seien, als Belidor's Kugel-Theorie angibt. Dieß veranlaßte den franz General Marescot [1]) den Halbmesser der Druckkugel größer als Belidor anzunehmen, und dehnte er seine sphère de friabilité (Wirkungssphäre, Druckkugel) bis zu den concentrischen Rissen aus, die sich auf der Erdoberfläche außerhalb des Trichterrandes kennzeichnen. Im Uebrigen behielt er die Kugelform bei. Allein auch diese vergrößernde Annahme wurde durch weitere Erfahrungen für ungenügend erkannt, und man ging zu der Meinung über, daß die Wirkungssphäre bei Trichterminen eine andere sphärische Gestalt als jene der Kugel habe. Bereits Mouzé [2]) spricht sich dafür aus, daß die Wirkungssphäre bei Trichterminen keine Kugel sein könne, „sondern wahrscheinlich eine Figur bilde, die wegen des geringern und weichenden Widerstandes nach Oben, abwärts geringere Dimensionen haben werde, während sie sich nach Oben erweitern dürfte." Mouzé scheint nach diesen dunklen Worten die Vorstellung gehabt zu haben, daß die Wirkungssphäre eine Art Umdrehungsparaboloide sei. Allein offenbar kommt er damit in noch größere Collusionen als Belidor und Marescot, welch

[1]) Memoire sur la fortification souterraine par le Citoien Marescot, premier Inspecteur général de l'arme du Génie. Journal de l'école politechnique 11. Cahier Tome IV, Paris, Mesidor an X pag. 233 f. f.

[2]) Traité sur la fortification souterraine par Mouzé. Paris 1804.

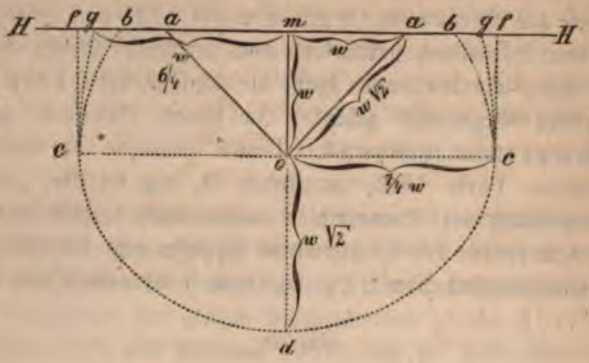
letzterer schon die weitesten Grenzen der sichtbaren Wirkung auf der Oberfläche annahm und trotzdem die unterirdische Wirkung im Horizonte des Ofens noch zu gering angibt. Mouzé würde aber nach seiner Vorstellung unterirdisch noch geringere Maßen machen. Eine bessere, und wir halten dafür die richtigste, hat Dobenheim über diesen Gegenstand gehabt. In seinem Memoire, welches in Gumpertz et Lebrun's: Traité pratique et theorique des mines, Paris 1805, zu finden ist, sagt derselbe, „daß die Wirkungssphäre bei Dampfminen wohl nichts anders als eine Kugel sein könne; bei Trichterminen hingegen gehe dieselbe in ein Umdrehungsellipsoid über (Fig. 5), was nicht anders sein könne,

Fig. 5.



da aus mechanischen Gründen die Wirkungsstrahlen, welche in den weichenden Trichter fallen, zur Folge haben, daß die ihnen diametralen Strahlen sich verkürzen müssen.“ In der That hat die Erfahrung, welche durch Legung vieler Flankengallerien bei Versuchsminen gewonnen wurde, gezeigt, daß diese Ansicht die begründetste sei, und der verdienstvolle praktische Mineur Lebrun, der Gründer einer neuen Schule (jener der praktischen Regeln), hat in der ersten Hälfte dieses Jahrhundertes zur allgemeinen Geltung gebracht, daß die Wirkungssphäre der Trichterminen unterhalb des Ofenhorizontes c c (Fig. 6) ein halbes Umdrehungsellipsoid c d c bilde. Aber er glaubt Dobenheim's Meinung, nach welcher auch oberhalb dem Ofen die Sphäre einem Umdrehungsellipsoide angehöre, nicht beipflichten zu können, sowie auch Lebrun die Linie o d der abwärtigen Wirkung bedeutend größer als Dobenheim annimmt.

Fig. 6.



Lebrun glaubt nach dem Vorbilde Marescot's aus den concentrischen Rissen außerhalb des Trichterkreises schließen zu müssen, daß der Theil der Wirkungssphäre oberhalb des Ofenhorizontes ein gestutzter Kegel mit den Mantellinien c g c g sei. Zieht man aus c Paralelle c f mit der k. W. L. o m, so ist die Entfernung g f so gering, daß Lebrun weitershin zur Vereinfachung annimmt, daß der obere Theil der Wirkungssphäre statt ein Kegel einfacher als ein Cilinder mit den Mantellinien c f anzunehmen sei. Die der Lebrun'schen Schule angehörigen österreichischen Mineure huldigen hingegen der Ansicht des Obersten Wermann, daß der obere Theil ein Kugeltheil c b b c sei, indem die gedachten concentrischen Risse nur bis b reichen und der Kegel oder Cilinder Lebrun's doch zu unnatürlich sei. Aber auch Wermann's Ansicht hat das Unnatürliche einer zusammengesetzten Figur an sich, welche nicht bestehen kann. Denn während schon in den Punkten des Trichterrandes a keine Bewegung (oder Kraft) mehr ausgeübt wird, wie soll unterwärts im Punkte c, den man der einfachen Trennung des lockern Erdreiches in b gleichzusetzen beliebt, eine wohlverkleidete Gallerie beschädigt werden können? Jeder Unbefangene wird die Unmöglichkeit dieser Annahme einsehen. Was endlich die größere Wirkung nach abwärts (o d) nach der Lebrun'schen Schule anbelangt, so ist diese einfach falsch, weil zu groß, und es ist eine bedeutende Abplattung nach der Meinung Dobenheim's vorhanden, wie der Verfasser dieß auch in einem

Auffatze „Uiber die Druckweiten der Minen ein Fragment der neuen Minentheorie" [1]) nachzuweisen bemüht ist.

Aus dem besagten Grunde, daß im Punkte d (Fig. 5) eine größere Wirkung ausgeübt wird als im Punkte a, ist es scharf genommen schon eine zu große Annahme, wenn man den Trichterkreis mit letzterem Punkte a indentificirt, und ferner aus Ursache des geringern Widerstandes des weichenden Trichters, oder besser gesprochen, des Tagens der Wirkungswellen, verkürzen sich bei einer Trichtermine die oberen Wirkungsstrahlen, und muß diese Verkürzung auch abwärts gleich groß sein, weil die lubile Kraft des Pulvers in den diametralen Strahlen das Gleichgewicht bedingt.

Es ist also die richtigste Meinung jene von Dobenheim, daß die Wirkungssphäre ein Umdrehungsellipsoid sei, wovon die k. W. L. und ihre Verlängerung die Drehungs- und kleine Achse bildet, während die große Achse im Horizonte des Ofens liegt. Nach Dobenheim ist die Gleichung der großen Halbachse A (Fig. 5) die Wirkungsellipse $A = w\sqrt{1 + 2n^2}$, und aus der Mittelpunktsgleichung der Ellipse folgt sodann, daß die kleine Halbachse $B = \frac{wA}{\sqrt{A^2 - h^2}}$. Nach neueren Erfahrungen bedarf die Dobenheim'sche Gleichung aber einer Rectification, weil sie etwas zu kleine Angaben macht, und hat der Verfasser eine neue Achsengleichung aufgestellt, welche bessere Angaben macht. Sie lautet:

$$A = w\sqrt[3]{1 + 4n^3} \text{ und } B = \frac{wA}{\sqrt{A^2 - h^2}}.$$

Diese Gleichung gibt für die Dampfmine $(n = o)$ $A = w$, d. h., es geht das Wirkungsellipsoid in diesem Falle in eine Kugel über.

Die Wirkungssphäre, von welcher bisher die Rede war, ist jene, innerhalb welcher unterirdische hohle Räume (Gallerien) eingedrückt werden, u. z. um so mehr, je tiefer sie in ihrem Bereiche liegt. Wenn Gallerien diese Sphäre blos tangiren, so beginnt die Verkleidung derselben eine Beschädigung zu erleiden. Da in

[1]) Mittheilungen des k. k. Genie-Comité. Bd. 9.

diesem Falle die Gallerie keine Zerstörung, sondern blos eine Erschütterung erfährt, so nennt man diese Sphäre auch die Erschütterungssphäre. Andere Autoren (Marescot) nennen sie Zerreiblichkeitssphäre (sphère de friabilité), weil ihre Grenzen eine Zerreibung markiren, oder (Wermann) Trennungssphäre, weil sie auch als eine Art trennende Wirkung betrachtet werden kann.

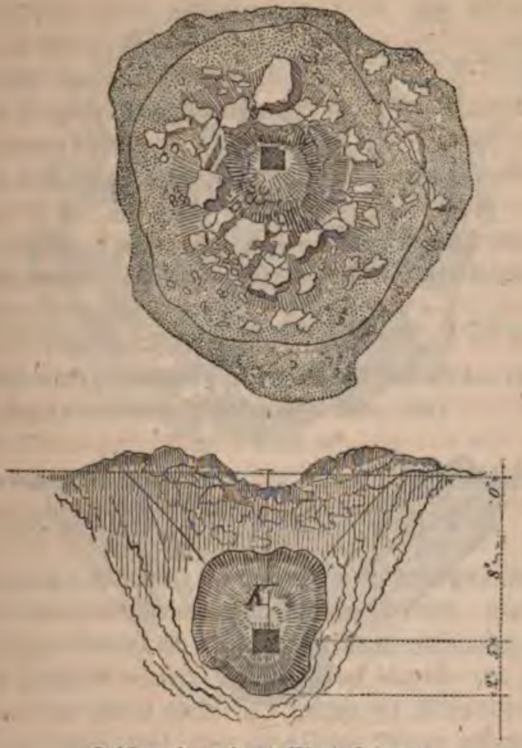
Eine andere nicht unwichtige Erscheinung der unterirdischen Minenwirkung ist die Compressionskugel. Schon Belidor fand, daß sich in Folge der Zusammendrückbarkeit der porösen Erde durch den Druck der expandirenden Pulvergase ein hohler Raum um die Kammer bilde, welcher sich bei der Action allmählig vergrößert. Diesen Raum, welcher im homogenen Mittel aus theoretischen Gründen eine Kugel sein muß, nennt man die Compressionskugel. Der berühmte k. k. General Schröder, welcher in den Jahren 1754 und 1755 zu Moldauthein umfassende Versuche machte, die sich vornehmlich auf die Erforschung der wahren

Fig. 7.



Dampfmine mit 12 Pfund Ladung.

Fig. 8.

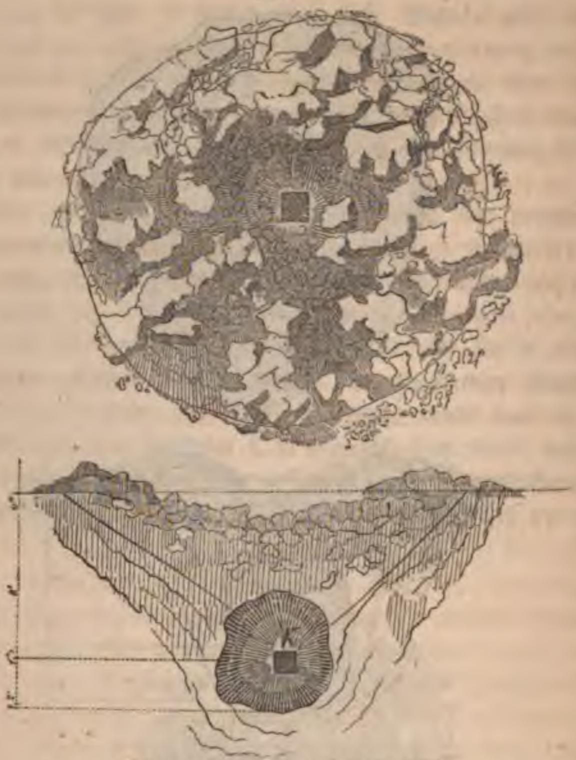


Trichtermine mit 36 Pfund Ladung.

Trichtergestalt und die Ladungsberechnung der Minen beziehen, fand durch sorgfältige Ausgrabungen der Trichter [1]), daß in Folge der nach allen Seiten gleichmäßig wirkenden Pulverkraft während der Action eine Comprimirung der Erde stattfindet, und die in Rede stehende Compressionskugel K (Fig. 7, 8, 9) wirklich gebildet werde, deren Wand aus einer festen und kaum durchzuarbeitenden Kruste besteht. Seitherige Versuche haben diese Erscheinungen zur Genüge bestätigt. Selbstverständlich wird ihre Form im unhomogenen Erdreich von der Kugelgestalt abweichen, wie dieß die Figuren 7, 8 und 9 darthun. Ueber die Größe der

[1]) Siehe Manuscript des Gen. Schröder, 1770 oder Zimmer II. Th. 14—19.

Fig. 9.



Trichtermine mit 60 Pfund Ladung.

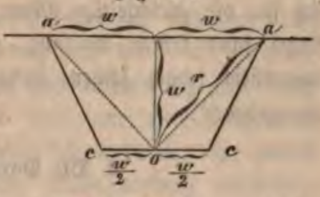
Compressionskugel sind keine Angaben bekannt, aber so viel ist gewiß, daß sie, sowie die Festigkeit ihrer Wand von der Beschaffenheit des Erdreiches und der Größe der Ladung abhängen wird. Bei Trichterminen wird natürlich die Decke der Compressionskugel herausgerissen, und die Kugel selbst mehr oder weniger zerstört und von der herabfallenden Garbe verschüttet.

c. Meinungen über die Trichtergestalt.

Die Meinungen über die Gestalt des Trichters fallen alle in die ersten Bestrebungen für eine Minentheorie, da man zu dieser Zeit den Trichter für die Ladungsberechnungen für unerläßlich hielt. Wir werden diese Meinungen der Reihe nach vortragen.

1. Der abgestutzte rechte Kegel (Fig. 10).

Fig. 10.



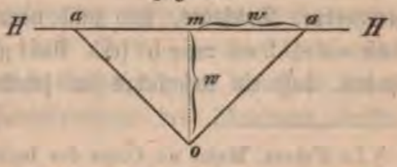
Diese Form ist die älteste und stammt von Megrigny, welcher Mineuroffizier sie aus den Ergebnissen der Tournay'schen Versuche (1686) gefunden haben will. Es scheint jedoch, daß sie von ihm a priori combinirt war. [1]) Auf alle Fälle ist der Megrigny'sche Trichter ein sehr unnatürlicher. Bei einer gleichseitigen Mine soll nach Angabe des Erfinders der kleinere Cirkel einen Halbmesser (oc) $= \frac{w}{2}$ haben. Als eine Function der k. W. L. ausgedrückt, berechnet sich der Inhalt des Megrigny'schen gestutzten Kegels bei einer gleichseitigen Mine mit:

$$J = 1{\cdot}8325\,w^3.$$

Gebraucht man aber hierzu statt der Ludolf'schen Zahl das archimedische Verhältniß $\left(\frac{22}{7}\right)$, so ist der Inhalt $J = \frac{11}{6}\ w^3$. Diese Einfachheit bestimmte Lebrun den Megrigny'schen Trichter seinen Ladungsberechnungen zu Grunde zu legen, was er aber hätte weglassen können, da er zu den Ladungsberechnungen bekanntlich keines Trichters bedarf. Wie groß bei schwach- und starkgeladenen Minen der untere Cirkel sei, darüber git Megrigny nichts an, weil zu seiner Zeit blos gleichseitige Minen bekannt waren. Lebrun hingegen benöthigt diese Kenntniß nicht, da er alle andern Minengattungen auf die gleichseitige Mine zurückführt.

2. Der umgekehrte rechte Kegel (Fig. 11).

Fig. 11.



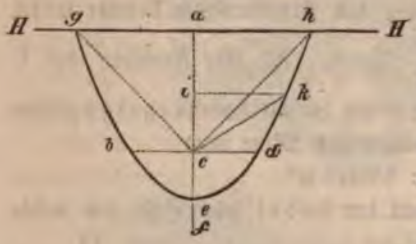
Diese Form hat Vauban zum Erfinder, und erklärt er dieselbe in seinem Werke: De l'attaque et defense de places aus der Wirkungsart des in Erde verschlossenen Pulvers, ohne aber damit zu Stande zu kommen. Wir übergehen Vauban's Beweisführung, da sie blos ein geschicht-

[1]) Geuss pag. 35.

liches Interesse besitzt, und verweisen den wißbegierigen Leser auf das Original. Der Inhalt des Vauban'schen Trichters berechnet sich für die gleichseitige Mine mit $J = 1{\cdot}0417\,w^3$. Vauban's Kegel fand keinen Anklang. Nur Le Febvre benützte denselben, vergrößert jedoch seinen Inhalt um $^1/_7$, ohne einen Grund dafür anzugeben. [1])

3. **Die Paraboloide** (Fig. 12).

Fig. 12.



Diese Trichterform ist von Valière erdacht, und es will dieser excellente Ingenieuroffizier, welcher im Verein mit Belidor die Minirkunst wissenschaftlich begründet hat, diese Trichterform bei vielen Minenversuchen durch Nachgrabungen gefunden haben. Da sich der paraboloidische Trichter den einfachen und harmonischen Formen der Natur am besten anschließt, und sich deßhalb zumeist auch bei den Theoretikern noch immer der meisten Sympathien erfreut, so scheint es uns wichtig, den Hergang der Valière'schen Entdeckung zu beschreiben, und sodann der Bemühungen zu gedenken, welche man sich gegeben hat, diese Form mathematisch zu beweisen. Insbesondere scheint uns dieß nöthig, weil man sie häufig von Laien für bewiesen erachtet, und jeden Einwand dagegen für überflüssig ansieht.

Nachdem Valière den paraboloidischen Trichter sich erdacht hatte, bemühte er sich seine Einbildung durch Nachgrabungen zu bestätigen. Er maß [2]) bei vielen Minen die Tiefe a e des ausgebrabenen Trichters, und fand nach seiner Versicherung jedesmal, daß a c + 2 c e = c h sei. Auf gleiche Weise will er gefunden haben, daß ein Aehnliches bei jedem anderen Punkte k stattfinde,

---

[1]) Le Febvre, Major au Corps des Ingenieurs de Prusse etc.: Essai sur les mines, Breslau 1784, pag. 104 f. f.

[2]) Valière: Dissertation sur les Mines et les avantages que l'on peut tirer pour la defense des places. Angehängt dem 3. Bande des Polybius von Folard. Wiener deutsche Ausgabe von 1759 pag. 424 f. f.

und endlich, daß immer $bd = 2cf$ sei. Da dieß lauter Eigenschaften sind, welche der Parabel zukommen, so schloß er ohne Bedenken, daß die Curve g b e d h eine Parabel sei, und daß daher der Minentrichter eine durch Umdrehung um die k. W. L. gebildete Paraboloide sein müsse. Nachdem aber bekannt ist, daß Nachgrabungen nicht das richtige Mittel sind, um diese Aufgabe zu lösen, da sie immer täuschen, weil man die Erde von der zurückgefallenen Garbe von dem durch die Minenwirkung zerrütteten Erdreiche nicht mehr genau unterscheidet, so ist wohl kein Zweifel, daß Valière, getäuscht durch die der Paraboloide ähnliche Gestalt des noch unausgegrabenen Trichters im Vorhinhein die Meinung gefaßt hatte, daß auch der ausgegrabene Trichter diese Form haben müsse. Daß man aber allerei Gestalten ausgraben könne, beweisen eben die verschiedenen Meinungen über diesen Gegenstand selbst.

Wir haben nun noch die Absicht, der verschiedenen Bemühungen mit kurzen Worten zu gedenken, welche sich Einige gegeben haben, den Valière'schen Trichter durch Rechnung zu begründen.

Dulaq war der erste, welcher in seiner „neuen Theorie der Artillerie" diese Aufgabe zu lösen trachtete. Wie Herr Gillot [1]) aber sagt, beruhen seine Annahmen auf falschen Hypothesen. Wir können kein persönliches Urtheil darüber abgeben, da uns jene alte Schrift nicht zugänglich war.

Gillot selbst, obwohl Anhänger des Valière'schen Trichters und ein gewiegter Mathematiker, getraut sich nicht an diese Rechnung. Außer des erwähnten Dulaq'schen Versuches ist in keinem Werke über Minirkunst ein anderer zu finden, und wir müssen daher der decidirten Meinung entgegentreten, welche diese Aufgabe bereits gelöst betrachtet. Herr Gurlt [2]) sagt hierzu, ohne einen Gewährsmann zu nennen, daß die Paraboloide für Erdminen sich aus der Wirkung der Kräfte ergebe, welche der Minenwirkung entgegenstehen: „Die Abcissenachse sei die k. W. L., und die Ordinatenachse der Trichterhalbmesser. Der Entstehung des Trichters stehen zwei Kräfte entgegen, die Cohäsionskraft des Mediums, dessen

---

[1]) Traité de la fortification souterraine par Gillot, Paris 1805.

[2]) Betrachtungen über die Theorie des Sprengen's von Gurlt. Enthalten in der Zeitschrift „Der Civil-Ingenieur," Freiberg, 1. Bd. 8. Heft pag. 240 not. 1.

Widerstand mit den Quadraten der Entfernung vom Mittelpunkte der Ladung wächst, und die Schwerkraft, welche von der Trichterachse nach der Peripherie der Basis beständig abnimmt. Demnach zerfällt in dem vorliegenden Falle die Pulverwirkung in die beständig abnehmende Sprengkraft, welche die Cohäsionskraft überwindet, und in die beständig in einer bestimmten Richtung zunehmende Wurfkraft, welcher die Schwere entgegensteht. Aus diesen beiden ungleichen Kräften läßt sich nach dem Satze vom Kräfteparallelogramm die Trichtercurve construiren, welche in der Voraussetzung eines gleichmäßigen Cohäsionszustandes des Mediums stets eine Parabel sein wird."

Angenommen, daß unter diesen gemachten Voraussetzungen das Kräfteparallelogramm eine Parabel ergibt, so ist diese doch keineswegs eine solche, deren Brennpunkt mit dem Ladungsmittelpunkt zusammenfällt, sondern wo letztere der Ursprung der Curve sein wird. Aber die Prämissen sind keine richtigen, da sie 1. für den vibrirenden Bewegungszustand ungiltig sind, 2. sich die aufzuhebenden Festigkeiten nicht wie die Quadrate, sondern wie die Cuben verhalten, 3. eine Zerlegung in eine Spreng- und Wurfkraft nach dem Vorbilde Belidors unabwendbar und unrichtig ist und 4. die Cohäsion und die Schwere nach demselben Gesetze folgen, weil sie zusammengehörige Theile desselben Körpers sind.

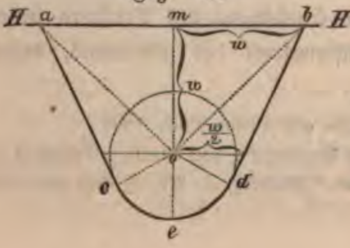
Ein mathematischer Beweis für die Paraboloide ist also bis jetzt noch nicht geliefert worden, und steht es daher jedem noch frei, seine Meinung auch anders zu formiren.

Der Körperinhalt des Valière'schen Trichters berechnet sich für die gleichseitige Mine mit

$$J = 1{\cdot}9243\,w^3.$$

4. Der an der Spitze kugelförmig abgerundete Trichter (Fig. 13).

Fig. 13.



Dieser ist eine Erfindung von Belidor. Die Mantellinien des rechtwinkligen Kegels sind Tangenten zu der Kugel, deren Halbmesser bei der gleichseitigen Mine $= \frac{w}{2}$ sein soll.

Belidor widerstrebte der

damaligen Meinung, welche dem Megrigny'schen Trichter huldigte. Er glaubte zuerst dem letztern eine kesselförmige Sohle geben zu müssen; ging jedoch später zu dem Trichter über, wie ihn Fig. 13 darstellt.

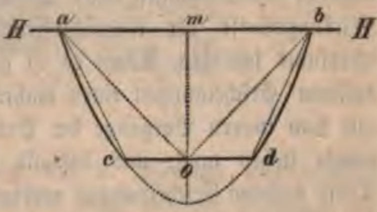
Der Belidor'sche Trichter hat mit dem Valière'schen eine gewisse Aehnlichkeit, und ist daher gewiß nicht mit Unrecht befähigt, auch die Sympathien des letztern zu theilen. Unter den neueren Schriftstellern findet es Herr Gosselin [1]) für zweckmäßig, den Belidor'schen Trichter beizubehalten, gibt aber weder eine Erklärung noch aber eine Berechnung, warum die Mantellinien des Kegels Tangenten zur Eindruckskugel sind.

Für die gleichseitige Mine berechnet sich der Belidor'sche Trichter mit

$$J = 1{\cdot}9125w^3$$

5. Die abgestutzte Paraboloide (Fig. 14).

Fig. 14.



Diese Form ist eine Behauptung des englischen Oberstlieutenants und Professors der Artillerieschule John Müller. [2]) Sein unmotivirter Trichter ist offenbar eine Mischung von dem Megrigny'schen und dem Valière'schen und scheint sein Entstehen blos dem Zwecke einer nicht uninteressanten Ladungsberechnung zu verdanken, die er (obschon ein Schüler Belidor's und Augenzeuge von dessen ersten Versuchen zu La Fère) in gegnerischer Meinung der Belidor'schen Ladungsberechnung entgegenstellte.

Der Müller'sche Trichter berechnet sich für die gleichseitige Mine mit

$$J = 1{\cdot}8403w^3$$

und differirt derselbe sehr wenig mit dem Megrigny'schen gestutzten Kegel.

---

[1]) Gosselin: Considuations sur les effets souterrains de la poudre, Paris 1857.

[2]) The attaque and defense of fortified Places by John Müller, London 1757, worin pag. 206—207 sein Treatise on Mines enthalten ist.

6. **Der Conus, welcher unterwärts von einer Kettenlinie, seitwärts aber von einer Trajectorie begränzt ist.**

Dieser Trichter rührt von Meldercreuz her, und ist in einem Aufsatze der schwedischen Academie (Vetensk. Academ. Handlingar. För Aer 1749 Vol. X. pag. 306) enthalten. Wir können hierüber leider nichts Näheres berichten, da wir bisher noch keine Gelegenheit zur Einsicht des Originals gehabt haben, und führen nur an, was Geuß pag. 74 u. 75 leicht darüber hinweggehend bemerkt: daß er diese Meinung von Meldercreuz und dessen Aufsatz blos anzeige, da dieser ihm sehr unverständlich vorkomme, wie das allen Schriften des Verfassers allgemein sein soll.

d. Die Erscheinungen beim Spielen einer Trichtermine.

Man würde sich ein großes Armuthszeugniß über seine Kenntniß in den Naturwissenschaften ausstellen, wollte man aus den äußeren Erscheinungen einer spielenden Mine unbedingt auf die Wirkungsweise der eingeschlossenen Pulverkraft im Innern des Mediums schließen. Allein es ist gewiß, daß die in Rede stehenden äußeren Erscheinungen einen wahrnehmbaren Effect bilden, welcher mit dem innern Vorgange der Pulverwirkung in ergänzender Harmonie stehen muß, und deßhalb keineswegs werthlos sein kann. Diese äußeren Erscheinungen verdienen daher gewiß eine begründete Berücksichtigung, welche von dem denkenden Beobachter nicht außer Acht gelassen werden darf. Es scheint uns daher nicht überflüssig zu sein, dem verehrten Leser das Bild dieses Phänomens kurz zu beschreiben, insbesondere, weil er kaum die Gelegenheit gehabt haben dürfte, mit eigenen Augen dem Spiele einer Mine zusehen zu können.

Denken wir uns die Ladung einer Trichtermine mit dem elektrischen Funken entzündet (um genau den Zeitpunkt zu kennen, in welchem das Pulver in Brand gesetzt wird), so verspürt man je nach der Entfernung beinahe allsogleich einen mit einem dumpfen Knalle begleiteten kurzen Stoß, welch letzterer sich also sehr rasch durch das Medium zu verpflanzen scheint. Beide Erscheinungen hängen augenscheinlich nur von der Größe der Ladung und von der Entfernung vom Ofen ab. Einen wahrnehmbaren Unterschied

fühlt man bei Minen, welche mit der Zündwurst, und jenen, welche mit Elektricität in der Mitte entzunden werden, da wegen der größern Kraftentwicklung durch letztere Zündungsweise Stoß und Knall heftiger ist. Daß übrigens auch der Grad der Elasticität des Erdreiches hierbei einen Einfluß nehmen muß, braucht wohl nicht erst hervorgehoben zu werden. Mallet in England hat bei Sprengungen von Pulverminen in Felsen gefunden, daß die Geschwindigkeit dieses Stoßes circa 1200 engl. Fuß im Mittel beträgt, eine Beobachtung, welche mit den Erschütterungen bei Erdbeben zusammen stimmt, wie sie v. Nöggerrath und Schmidt gemessen haben.

Fig. 15



Diesen Erscheinungen folgt als 2. Moment eine lautlose Ruhe, welche je nach der Tiefe der Mine mehrere Secunden bis zum Ausbruche andauert. Es erhebt sich sodann über dem Stoßpunkte verhältnißmäßig langsam und gleichmäßig ein nach und nach wachsender Hügel (Calotte) a b c (Fig. 15) von der regelmäßigen Form eines Kugelsegmentes, ohne von einem Lärm, Rauch oder einer andern Erscheinung außer von einem fortwährenden und zunehmender Bersten begleitet zu sein. Die Risse, welche sich auf der Calotte bilden, sind theils strahlenförmige, theils concentrische von anscheinend geringer Tiefe.

Plötzlich folgt als 3. Moment der Ausbruch des Trichters, welcher die bisherige Ruhe unterbricht, und es wird mit steigender Heftigkeit die Garbe in einer sehr geringen Zeit in die Höhe geschleudert, welche Eruption mit einer schwach paffenden Detonation und einer leichten Erschütterung des Bodens begleitet ist. Diese Erscheinungen treten um so stärker auf, je größer die Pulverladung

und der Trichteröffnungswinkel der Mine ist. Von einem allmähligen Reißen des Trichters ist wegen der Heftigkeit des Ausbruches keine Rede, und es ist mit Mühe nur so viel zu sehen, daß die Eruption vom Stoßpunkte aus beginnt, und gegen den Trichterrand fortschreitet, so wie daß die Erde wie aus einem Krater herausgeschleudert wird, wobei die Erde in der Verlängerung der k. W. L. am heftigsten und höchsten geworfen wird. Einen imposanten Anblick gewähret blos das Auffliegen starker Minen, und erscheint der höchste Theil der Garbe massiv büschelförmig, beinahe getrennt von dem untern Theil und durchzuckt von Feuer und Rauch, welch letzterer sodann in einer dichten Wolke der weit vorauseilenden Garbe langsam nachsteigt. Die Eruption erfolgt so schnell, daß man um die Höhe der Garbe zu messen sehr flink sein, und das Instrument schon vorausrichten muß, weil man sonst nicht im Stande ist der majestätisch auffsteigenden Garbe zu folgen.

Als 4. Moment mag das Niederfallen der Garbe gelten, die wie ein Regen niederfällt, zum Theil den Trichter wieder füllt, zum Theil aber mehr oder weniger um den Trichterrand geschleudert und verstreut wird. Gewöhnlich streut sich nach der Diagonalen des cubischen Pulverkastens mehr Erde (gipfelförmig) aus.

Bei Dampfminen fallen alle Erscheinungen des 3. und 4. Moments sowie die Bildung der Calotte gänzlich weg, und es sind blos die Erscheinungen des 1. Momentes u. z. nur im geringern Grade wahrzunehmen. Bildet sich aber schon eine Calotte, aus deren Rissen zum Schlusse etwas Rauch dringt, so ist diese Mine schon eigentlich keine Dampfmine mehr, da bei dieser auf der Oberfläche keine sichtbaren Wirkungen erscheinen sollen.

Schwachgeladene und gleichseitige Minen machen keinen imposanten Eindruck durch ihr Springen, da sie sehr wenig Garbe werfen.

III.

Theoretische Betrachtungen über die Wirkung des Pulvers im comprimirbaren Mittel (Erde).

Wir tragen in diesem Capitel die kurzgefaßten Grundzüge unserer bis jetzt noch nicht veröffentlichten Theorie der Minen vor, einerseits, weil wir glauben, daß sie die Grundlage des Sprengens im schießbaren Gesteine abgibt, anderseits, weil wir finden, daß theoretische Betrachtungen überhaupt nur dann richtig sein können, wenn sie für alle Gebiete des Sprengens in Uebereinstimmung stehen. Allein nicht blos darin finden wir einen Nutzen dieses Vorganges, sondern es gibt auch Gesteine von poröser Structur, welche mit der Natur der Erdgattungen mehr harmoniren, als mit jener des festen Gesteins, und daher ohne diesen Vorgang gar nicht abgehandelt werden könnten. Den Besatz muß man wegen seiner geringen Festigkeit auch zu dieser Gattung weicher Mittel rechnen, und aus seiner Wichtigkeit möge man ersehen, daß wir nichts Ueberflüssiges besprechen.

Weil besonders dieses und das nächste Capitel einen Theil unserer neuen Auffassung der Materie des Sprengens enthält, so erlauben wir uns den gütigen Leser im Vorhinein zu bitten, bei seinem Urtheile die besondern Schwierigkeiten der zu lösenden Aufgabe sich zu vergegenwärtigen, und nachsichtig zu bedenken, daß unserer Auffassung, dem ersten Schritte auf neuer Bahn unmöglich eine Vollkommenheit zukommen könne.

a. Begründung der Wellenbewegung in concentrischen Kugelschichten.

Denkt man sich im festen Mittel eine Pulverladung eingeschlossen und entzündet, so werden expandirende Pulvergase entwickelt, die nach allen Seiten gleich stark drücken. Die Verbrennung der Ladung geht nicht plötzlich, sondern allmälig vor sich, und es wird daher (wie schon in I bemerkt) die entwickelte Kraft kein Stoß, sondern ein verhältnißmäßiger Druck sein, der sich in einer

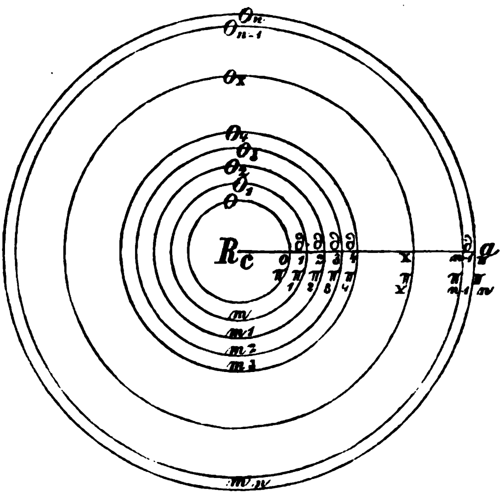
verschiedenen Art äußern kann. Es liegt die Möglichkeit vor, daß die Ladüng eine Druckkraft entwickelt, welche gleich am Anfange am stärksten ist, und dann abnimmt; oder aber, daß sie mit der fortschreitenden Verbrennung immer stärker wird; oder endlich, daß sie irgendwo in der Mitte der Verbrennungszeit am stärksten ist. Mag dem sein wie ihm wolle, so wird man doch immerhin den Druck der Pulvergase in eine Reihe von Stößen zerlegen können, welche in Differenzialzeiten auf einander folgen. Welche Entwicklungsart des Pulvers für Sprengladungen am besten sei, wird die Betrachtung selbst lehren, zu welcher wir uns anschicken. Vorläufig wollen wir annehmen, daß die Druckkraft der Pulverladung eine stetig zunehmende sei, und wollen diese Kraft P in ihre einzelne Stöße

$$p < p_1 < p_2 < p_3 \cdots\cdots p_{n-1} < p_n$$

zerlegen, wie solche ohne Unterbrechung einander folgen.

Obige Reihe würde bei dieser Annahme eine zunehmende vorstellen, ohne daß wir deren Gesetz nöthig haben.

Fig. 16.



Es sei (Fig. 16) R der kugelförmige Ladungsraum, in welchem die zuvor genannten einzelnen Stöße der Reihe nach entwickelt

werden, und m; m_1; m_2; m_3 .... m_n seien gleichdicke concentrische Kugelschichten, in welche das Medium getheilt ist. Endlich seien $v\ v_1\ v_2\ v_3 \ldots . v_n$ die Geschwindigkeiten, welche den Stößen zugehören.

Würde sich der Ladungsraum R nicht verändern, so würde m immer allein die Masse sein, welche den Stößen zuerst ausgesetzt ist, und die Reihe der Kräfte (Stöße) würde in mechanischer Bewegungsgröße ausgedrückt sein:

$$p = mv < p_1 = mv_1 < p_2 = mv_2 < \ldots . < p_n = mv_n.$$

Indem sich aber in comprimirbarer Erde wie bekannt der Ladungsraum vergrößert, und die ersten Schichten somit nach und nach zusammengepreßt werden, so bleibt sich die zuerst angegriffene Schichte m nicht immer gleich (wie in obiger Reihe angenommen wurde), sondern letztere verändert sich in:

$$p = mv < p_1 = m' v_1 < p_2 = m'' v_2 < \ldots . < p_n = m^n v_n,$$

wobei $m'\ m'' \ldots . m^n$ eine jeweilige Summe von zusammengedrückten ersten Schichten $m + m_1 + m_2 + \ldots .$ sein wird. Indessen sind wegen der außerordentlich gering angenommenen Dicke der Schichten die Massen $m'\ m'' \ldots . m^n$ von keinem so außerordentlichen Unterschiede gegen m, als daß sie nicht der Masse der letztern gleich gesetzt werden könnten. Wir können uns dieses Fehlers immerhin schuldig machen, da wir die Reihe zu keiner mathematischen Verwendung bringen werden, und nur eine Betrachtung anzustellen haben, welche auch mit diesem Fehler ihre allgemeine Giltigkeit nicht verliert.

Der erste Stoß im ersten Differenzialzeittheilchen ist $p = mv$, und würde derselbe die Schichte m mit der Geschwindigkeit v bewegen, wenn kein Hinderniß vorhanden wäre. Letzteres aber ist die Masse M der übrigen Schichten.

Mag der erste Stoß so groß sein als er immer wolle, so wird sich dennoch im halbelastischen Mittel nur ein geringer Theil von der Kraft desselben durch die übrige Masse fortzupflanzen vermögen, während der größte Theil der Kraft durch verrichtete Arbeit (Zermahlung der ersten Schichten) für die Kraftfortpflanzung verloren geht.

Betrachten wir die 1. Schichte m mit der Geschwindigkeit v in Bewegung gesetzt, und auf die ruhende Masse M stoßend, so findet der Fall des Stoßes zweier unvollkommen elastischer Körper statt, für deren Kraftverlust die bekannte Formel:

$$d = \frac{(1-n^2)\ m\,M\ (v-v^1)^2}{m+M} \text{ gilt.}$$

Da die Masse M ruhend, so ist $v^1 = o$ und daher

$$d = \frac{(1-n^2)\ m\,M\,v^2}{m+M},$$

und da m gegen M im Nenner vernachlässigt werden kann, so erhält man

Gl. α) $$d = m\,v^2 - m\,(n\,v)^2$$

In dieser Gleichung bedeutet n einen der Elasticität des halbelastischen Mediums entsprechenden Theil der Geschwindigkeit und es ist daher $m\,(n\,v)^2$ nichts anderes als das Aequivalent der lebendigen Kraft der Elasticität, das man kürzer durch e bezeichnen kann. Die Gleichung α ändert sich daher in

Gl. β) $$d = m\,v^2 - e,$$

d. h. der Kraftverlust beim 1. Stoße ist gleich der lebendigen Kraft des Stoßes ($m\,v^2$), weniger der auf der Oberfläche O_1 vertheilten Elasticität des Mittels. Beim Stoße zweier unvollkommen elastischen Körper geht also keineswegs die ganze Arbeit des Stoßes verloren, sondern es wird eine Kraft $\pi = e$ als Rest des ersten Stoßes p nach dem Kraftverluste d in der übrigen Masse fortgepflanzt, wodurch eine Erschütterung der letztern entsteht.

Die Fortpflanzung dieser hervorgerufenen Bewegung geschieht ähnlich derjenigen des Stoßes durch eine Reihe elastischer Kugeln. Die zuerst bewegten Theilchen nähern sich in radialer Richtung den benachbarten, und theilen diesen so lange Bewegung mit, bis die Geschwindigkeit beider Schichten gleich geworden ist. Vermöge der elastischen Rückwirkung verliert sodann die zuerst bewegte Schichte den Rest ihrer Geschwindigkeit, welche sich auf die 2. und in ähnlicher Weise auf die folgenden Schichten überträgt. Der ganze Bewegungszustand, welcher in einer Hin- und Herbewegung der Massatheilchen, verbunden mit einer vorübergehenden Verdichtung

der Masse besteht, trägt den Karakter der **Wellenbewegung in concentrischen Kugelschichten.**

Der Raum, um welchen die Bewegung vorschreitet, während ein Massatheilchen seine Schwingung vollendet, ist die **Wellenlänge**, und die Kraft, welche dem Theilchen im höchsten Grade seiner Oscilation innewohnt, die **Schwingungskraft**, sowie ein synonymer Begriff der Geschwindigkeit derselben, die **Schwingungsgeschwindigkeit.**

Die auf die ganze Kugeloberfläche O_1 der Masse m als wirkend anzusehende Kraft π, welche radial und nach allen Seiten mit gleicher Größe π_1 und der Geschwindigkeit γ auf jede Flächeneinheit μ_1 wirkt, pflanzt sich innerhalb der Elasticitätsgrenze von Schichte zu Schichte wie in einem vollkommen elastischen Mittel ungeschwächt fort; die Kraft (π_1) auf die Flächeneinheit (μ_1) hingegen nimmt mit den Quadraten der Entfernung ab.

Betrachten wir diesen Vorgang genauer.

π_1 sei die Einheitskraft, welche in der Richtung des Radius c a (Fig. 16) auf den Punkt 1 wirkt. Im Punkte 2 angelangt, hat sich die vorige Einheitskraft π_1 in eine kleinere π_2 verändert und sind

$$\pi_1 > \pi_2 > \pi_3 > \ldots > \pi_x \ldots > \pi_{n-1} > \pi_n.$$

die mit den Quadraten der Entfernung abnehmenden Einheitskräfte, welche im Radius c a auf die Oberflächen O_1 O_2 $O_3 \ldots O_x \ldots O_{n-1}$ O_n in den Punkten 1 2 3 ... x ... n—1 n wirken. Die Schichtendicken 01, 12, ... seien alle = d.

Nach dem bekannten Satze verhält sich:

$$\pi_1 : \pi_2 = \overline{02}^2 : \overline{01}^2 = (2\,d)^2 : d^2 \text{ woraus}$$

$$\pi_2 = \frac{\pi_1}{4}$$

Sucht man nun die Kraftabnahme z, welche auf die Entfernung 12 stattgefunden hat, so erhält man

$$z = \pi_1 - \pi_2 = \pi_1 - \frac{\pi_1}{4} = \pi_1\left(1 - \frac{1}{4}\right)$$

Auf gleiche Weise fortfahrend wird es nicht schwer halten, die Kraftabnahmen z_1 z_2 $z_3 \ldots$ zu finden, welche in den Schichten 23, 34, 45 ... stattfinden.

Soll nun die Kraft π_1 unverändert vom Punkte 1 auf den Punkt 2 verpflanzt werden, so ist hiezu ein Kraftnachschub z nöthig, welcher durch einen 2. Stoß geleistet werden muß. Geschieht dieß, so wird dadurch gleichfalls die Kraft π_2 (welche sich durch die Schichte 2 3 beim ersten Stoße in π_3 verändert hatte) beim 2. Stoße unverändert nach dem Punkte 3 gebracht, indem durch die Ursache des Kraftnachschubes die ganze Wellenfolge um eine Schichte vorgeschoben wird.

Aus diesem Angedeuteten läßt sich der Vorgang versinnlichen, welcher bei nach aufeinanderfolgenden Stößen in der Kraftfortpflanzung (Wellenbildung und Wellenverpflanzung) stattfindet.

Die zuerst gebildete Welle würde sich ohne einen nachfolgenden 2. Stoß in wirkungslose Oscillationen verlieren; folgt aber ein 2. Stoß und andere nach, so werden die schwingenden Theilchen successive in größere Schwingungen versetzt, während jede Welle immer um eine Schichte im Medium vorrückt, wozu fortwährend für dieselbe Welle ein gewisser aber constanter Kraftzuwachs erfordert wird.

Hierin liegen die Begriffe der gesetzmäßigen Wellenfolge.

Betrachten wir jetzt den Kraftverlust, welche an der Angriffsfläche beim 2. Stoße stattfindet.

Der 2. Stoß $p = m v_1$ findet bereits ein in Bewegung befindliches Medium vor, und es stößt die erste Schichte m mit der Geschwindigkeit v_1 auf die bereits mit der Geschwindigkeit γ in Bewegung (radialer Oscillation) befindliche Schichte m_1.

Der Kraftverlust d_1 beim 2. Stoße wird daher sein:

$$d_1 = \frac{(1-n_1^2)\ m\, m_1\ (v_1 - \gamma)^2}{m + m}$$

und da man ohne großen Fehler $m = m_1$ setzen kann

$$d_1 = \frac{m}{2}(1-n_1^2)\ (v_1-\gamma)^2 = \left(\frac{m}{2} - \frac{m}{2}\, n_1^2\right)(v_1-\gamma)^2$$

Gl. δ) $$d_1 = \frac{m}{2}\ (v_1-\gamma)^2 - \frac{m}{2}\ n_1^2\,(v_1-\gamma)^2.$$

In dieser Gleichung ist $n_1^2\ (v_1-\gamma)^2$ für jedes Medium eine constante Geschwindigkeit $= \gamma_1$, mag v_1 was immer für einen Werth haben, wenn letzterer nur so groß ist, daß γ_1 seine bestimmte Größe erreichen kann. Wie nämlich aus der Gl. α zu ersehen, ist

$n^2 v^2$ nichts anderes als die Constante γ, mag v so groß sein als es will, wenn nur $v > \gamma$ ist; d. h. beim ersten Stoße konnte keine größere Kraft auf die Einheit als π_1 mit der Geschwindigkeit γ verpflanzt werden, wenn der Stoß auch noch so groß wäre. Aehnliches sagt nun die Gleichung δ, nur, daß beim zweiten Stoße sich die Schichte m_1 bereits mit einer größeren Geschwindigkeit $\gamma_1 > \gamma$ bewegen wird.

Bei einem dritten Stoße $p = m v_2$ wird der Kraftverlust sein:

$$d_2 = \frac{m}{2} (v_2 - \gamma_1)^2 - \frac{m}{2} n_2^2 (v_2 - \gamma_1)^2$$

und so fort für die folgenden Stöße:

$$d_3 = \frac{m}{2} (v_3 - \gamma_2)^2 - \frac{m}{2} n_3^2 (v_3 - \gamma_2)^2$$

$$d_4 = \frac{m}{2} (v_4 - \gamma_2)^2 - \frac{m}{2} n_4^2 (v_4 - \gamma_3)^2$$

$$\vdots$$

$$d_{n-1} = \frac{m}{2} (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2 - \frac{m}{2} n_{n-1}^2 (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2$$

Die Schwingungsgeschwindigkeiten

$$\gamma < \gamma_1 < \gamma_2 < \gamma_3 \cdots < \gamma_{n-1}$$

wachsen in einem bestimmten Gesetze (das sich aus dem Gesetze herleitet, nach welchem die Wellenbildung und Wellenfortpflanzung vor sich gehen kann), und das ausgedrückt wird durch:

$$n^2 v^2 < n_1^2 (v_1 - \gamma)^2 < n_2^2 (v_2 - \gamma_1)^2 < \ldots n_{n-1}^2 (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2.$$

Diese Geschwindigkeiten müssen wachsen, wie sich dieß als selbstverständlich und gewiß voraussetzen läßt, soll eine sich immer steigendere Kraftfortpflanzung gedacht werden.

Die Schichte m_1 wird daher in immer stärkeren Schwingungen bewegt, und es wird nach jedem Stoße auf die Oberfläche O_1 eine immer größere Kraft

$$\pi < \pi_1 < \pi_2 < \pi_3 \ldots \pi_n$$

(Kraftreste von $p < p_1 < p_2 \ldots$), und ausgedrückt durch

$$m n^2 v^2 < \frac{m}{2} n_1^2 (v_1 - \gamma)^2 < \frac{m}{2} n_2^2 (v_2 - \gamma_1)^2 \ldots$$

$$\ldots < \frac{m}{2} n_{n-1}^2 (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2$$

zur Fortpflanzung gebracht werden,

Es will dieß mit anderen Worten sagen, daß durch die nachfolgenden Stöße sich immer stärkere Wellen bilden können und werden, die durch ihre gesetzmäßige Reihenfolge geeignet sind, sich weiter durch die Masse zu verpflanzen.

Wenn wir dieß auch nicht streng mathematisch durchführen, so ergibt dann doch der natürliche Verstand, daß dieser Vorgang nicht anders stattfinden kann. Man wird diese Grundsätze um so weniger läugnen können, weil die Minenwirkung gewiß auf keinem anderen physikalischen Principe als auf dem der Wellenbewegung in concentrischen Kugelschichten beruhen kann, und sich nicht anders erklären läßt. Ohne die Annahme der Bildung und Fortpflanzung von steigend intensiveren Kugelwellen würde jede Speculation in dieser Richtung aufhören, und es handelt sich nur darum, blos die Hauptsätze der Bewegung zu skizziren.

b) Das Gesetz der Wellenfolge.

Denkt man sich den Bewegungszustand der concentrischen Kugelwellen, welche durch einen anhaltenden Druck erzeugt wurden, einen Augenblick in seinem höchsten Stadium fixirt. Man hat sich vorzustellen, daß in dem gedachten Momente Kugelwellen in einer gesetzmäßigen Reihenfolge oscilliren.

Ist nämlich in diesem Augenblicke die größte Welle jene, deren Schwingungskraft π_1 ist (Fig. 16), so geht dieser eine schwächere mit der Schwingungsgeschwindigkeit π_2, und dieser eine wiederum schwächere mit π_3 u. s. w. voraus.

Bildet man sich eine Reihe dieser Schwingungskräfte, so wird diese dargestellt durch:

Reihe I $\qquad \pi_1 > \pi_2 > \ldots\ldots \pi_3 > \ldots\ldots \pi_{n-1} > \pi_n$

und es nehmen die mathematischen Werthe der einzelnen Glieder mit dem Quadrate der Entfernung ab.

Dieses Gesetz ist eine Hypothese, welche darauf gebaut ist, daß auch im halbelastischen Medium die Wellen in keinem anderen Gesetze sich bilden und fortpflanzen können wie im elastischen, und daß für die größeren Schwingungskräfte dasselbe Gesetz giltig sein müsse als wie für jene, welche die Elasticitätsgrenze noch nicht überschritten haben. Es ist nicht abzusehen, warum im halbelastischen Mittel für jene Schwingungskräfte, welche die Elasticität übersteigen,

ein anderes Gesetz der Bildung und Fortpflanzung der Wellen gelten sollte, als für jene, welche kleiner als die Elasticität des Mittels sind, da die letztern den erstern in einer gesetzmäßigen Aufeinanderfolge vorausgehen, während die ersteren nach derselben Ordnung folgen müssen. Unwahrscheinlich bliebe es immer, daß die Elasticitätsgrenze eine Wendung des Gesetzes hervorbringen sollte, und undenkbar wäre eine Wendung in so ferne, wenn die dadurch stattfindende Störung des ganzen Bewegungszustandes nicht auf eine plausible Weise wieder ausgeglichen und erklärt werden könnte. Die Elasticcitätsgrenze bezeichnet blos einen Punkt, von welchem ein Kraftverlust beginnt, während unter dieser Grenze kein solcher stattfindet.

Die Schwingung eines Massatheilchens befähigt sonach dasselbe nach der ausgesprochenen Hypothese, durch einen nachfolgenden Stoß in einem gesetzmäßig höheren Grade zu oscilliren, und diese erhöhte Schwingung nach den Quadraten der Entfernung abnehmend zu verpflanzen.

Um das Gesetz der Wellenfolge durch den Werth der Elasticität des Mediums auszudrücken, dürfte folgender Vorgang entsprechend sein:

Man denke sich die Kugelwelle w, deren Schwingungskraft π_x gleich ist der Elasticität des η Mittels, und es käme dieser Welle die Schwingungsgeschwindigkeit γ_x zu.

Die Bewegungsgröße der Schwingungskraft π_x wäre, wenn μ die Masse des Erdtheilchens sei

$$\pi_x = \gamma_x \mu \;.\;.\;.\;. \qquad \text{Gl. } \alpha)$$

Hätte die Welle w einen Weg zurückgelegt, der x Schichtendicken beträgt, so würde:

$\pi_x : \pi_{x+1} = [(x+1)\,d]^2 : [x\,d]^2$ sein, woraus

$$\pi_{x+1} = \pi_x \frac{x^2}{(x+1)^2}$$

und nach Eliminirung der Gl. α

$$\pi_{x+1} = \mu\gamma_x \left(\frac{x}{x+1}\right)^2$$

Auf gleiche Weise ist

$$\pi_x : \pi_{x+2} = [(x+2)\,d]^2 : (x\,d)^2$$

woraus

$$\pi_{x+2} = \pi_x \frac{x^2}{(x+2)^2} \text{ oder}$$

$$\pi_{x+2} = \mu\gamma_x \left(\frac{x}{x+2}\right)^2.$$

Ebenso läßt sich nach Erkennung des Bildungsgesetzes folgern, daß

$$\pi_{x+3} = \mu\gamma_x \left(\frac{x}{x+3}\right)^2$$

$$\vdots$$

$$\pi_{n-1} = \mu\gamma_x \left(\frac{x}{n-1}\right)^2$$

$$\pi_n = \mu\gamma_x \left(\frac{x}{n}\right)^2$$

Die zuvor angegebene Reihe I der Schwindungskräfte würde daher auf die Elasticität bezogen lauten:

Reihe II
$$\left\{\begin{array}{l} \mu\gamma_x \left(\frac{x}{1}\right)^2 > \mu\gamma_x \left(\frac{x}{2}\right)^2 > \mu\gamma_x \left(\frac{x}{3}\right)^2 > \ldots \\ \mu\gamma_x \left(\frac{x}{x-1}\right)^2 > \mu\gamma_x > \mu\gamma_x \left(\frac{x}{x+1}\right)^2 > \ldots \\ \mu\gamma_x \left(\frac{x}{n-1}\right)^2 > \mu\gamma_x \left(\frac{x}{n}\right)^2 \end{array}\right.$$

oder da $\mu\gamma_x = \eta$ der Elasticität

Reihe III
$$\left\{\begin{array}{l} \eta \left(\frac{x}{1}\right)^2 > \eta \left(\frac{x}{2}\right)^2 > \eta \left(\frac{x}{3}\right)^2 > \ldots\ldots \\ \eta \left(\frac{x}{x-1}\right)^2 > \eta > \eta \left(\frac{x}{x+1}\right)^2 > \ldots \\ \eta \left(\frac{x}{n-1}\right)^2 > \eta \left(\frac{x}{n}\right)^2 \end{array}\right.$$

oder wenn man bedenkt, daß γ_x eine gleichförmige Geschwindigkeit ist, (da die Welle w mit dem constanten Kraftzuwachse ξ in gleichen Zeiten gleiche Wege, d. i. immer um eine Schichtendicke d vorschreitet) und daß daher $\gamma_x = \frac{s}{t}$ ist, wobei s den Weg

bedeutet, den die Welle w in der Zeit t zurücklegt, so gestaltet sich obige Reihe in:

Reihe IV

$$\mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{1}\right)^2 > \mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{2}\right)^2 > \mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{3}\right)^2 > \ldots$$

$$\mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{x-1}\right)^2 > \mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{x+1}\right)^2 > \ldots$$

$$\mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{n-1}\right)^2 > \mu \frac{s}{t}\left(\frac{x}{n}\right)^2.$$

Summirt man die Glieder jeder dieser Reihe, so erhält man die Kraft p, welche in einem Radius zur Verwendung für die Fortpflanzung gekommen ist. Nicht enthalten ist darin jene Kraft, welche durch Arbeitsleistung (Zermalmung) an der Angriffsfläche verloren gegangen ist.

Man sieht, daß die angedeuteten Daten Anhaltspunkte zur Berechnung der Kraft geben könnten, welche zur Bildung und Fortpflanzung der Kugelwellen wirklich verwendet wird.

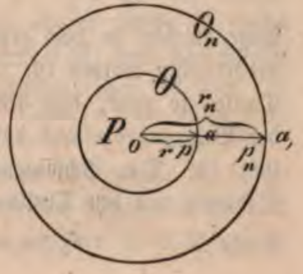
c. Relation zwischen Kraft und Wirkung.

Der Wellenbewegungszustand bringt es mit sich, daß eine verschiedenartige Vibrirung und Bewegung der Massatheilchen herrscht, und daß somit die Spannung derselben bis zur Bruchgrenze nach Einwirkung der Kraft keine gleich vertheilte ist.

Für diesen Zustand haben die Gesetze der Festigkeitslehre keine Anwendung, und müssen wir uns daher in einer andern Richtung um brauchbare Principien umsehen.

Das einzige verwendbare Gesetz, welches die Physik für den vorliegenden Fall lehrt, ist das bekannte Gesetz der ungeschwächten Kraftfortpflanzung im elastischen Medium.

Fig. 17.



Wir wollen dasselbe entwickeln, da es die Grundlage unserer Hypothese bildet.

Stellen wir uns vor, daß auf die Oberfläche O (Fig. 17) die Kraft P nach allen Seiten gleich stark wirkt, so zwar, daß auf jede Flächeneinheit jener Oberfläche die Kraft p entfällt.

Indem sich nun im elastischen Medium die Kraft P von Schichte zu Schichte (von Oberfläche zu Oberfläche) ungeschwächt

verpflanzt, entfällt auf die Kugelfläche $O_{.}$ nur mehr eine Kraft $p_{.} < p$ auf die Flächeneinheit.

Für den ersten Fall ist:

$$P = p\,O \text{ oder da } O = 4\,\pi\,r^2$$

$$P = 4\,\pi\,r^2\,p\;. \;. \;. \qquad \text{Gl. } \beta.$$

Im andern Falle ist

$$P = p_{.}\,O_{.} = 4\,\pi\,r_{.}^2\,p_{.}\;. \;. \;. \;, \qquad \text{Gl. } \gamma.$$

Durch Substitution erhält man daher:

$$4\,\pi\,r^2\,p = 4\,\pi\,r_{.}^2\,p_{.} \text{ oder}$$

$$r^2\,p = r_{.}^2\,p \text{ d. i.}$$

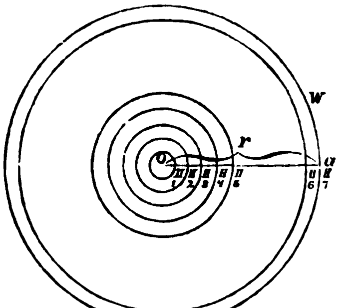
$$p : p_{.} = r_{.}^2 : r^2 \text{ q. e. d.}$$

Nach der oben ausgesprochenen Hypothese haben wir dieses Gesetz auch für die Schwingungskräfte der intensiveren Wellen im halbelastischen Medium angenommen.

Um nun eine Relation zwischen Kraft und Wirkung anzustellen, gehen wir folgendermaßen vor:

Denken wir uns ein homogenes Medium, und vom Punkte o (Fig. 18) aus concentrische Kugelwellen in ihrer gesetzmäßigen Ordnung entwickelten. Fassen wir irgend eine Welle w ins

Fig. 18.



Auge, welche in dem gedachten Momente auf die Länge $o\,a = r$ vorgetrieben worden ist. Theilen wir den Halbmesser r in gleiche Theile, so zwar, daß jeder Theil eine Schichtendicke beträgt, und der Bewegungszustand durch eine Anzahl von r Wellen versinnlicht ist. Die Schwingungskräfte derselben laufen in derselben Ordnung mit den Theilungspunkten, und sind

Reihe X $\qquad \pi_1 > \pi_2 > \pi_3 > \ldots \ldots \pi_{r-1} > \pi_r.$

Es sei beispielsweise die Welle w jene, deren Schwingungskraft $\pi_r = \eta$ (der Elasticität des Mittels) ist.

Stellen wir die vorige Reihe (X) der Schwingungskräfte nach dem Vorbilde der Reihe III auf, so erscheint dieselbe in folgender Form:

Reihe Y
$$\eta\left(\frac{r}{1}\right)^2 > \eta\left(\frac{r}{2}\right)^2 > \eta\left(\frac{r}{3}\right)^2 > \ldots \eta\left(\frac{r}{r-1}\right)^2 > \eta$$

und heben wir ηr^2 als Faktor aus:

Reihe Z
$$\eta\, r^2\left[\frac{1}{1^2} > \frac{1}{2^2} > \frac{1}{3^2} > \ldots \frac{1}{(r-1)^2} > \frac{1}{r^2}\right].$$

Die Schwingungskräfte der Reihe Y stellen jene Kräfte vor, welche im Radius o a und zwar auf die Flächeneinheit der jeweiligen Kugeloberfläche wirken, deren Halbmesser durch die betreffende Anzahl der Theile des Radius o a gegeben sind. Sollen nun die Kräfte ausgedrückt werden, welche auf jede Kugeloberfläche wirken, so wird man die einzelnen Schwingungskräfte der Reihe Y mit der jeweiligen Kugeloberfläche multipliciren müssen. Und wenn wir 4π gleich als Faktor ausheben, so wird die Reihe der Schwingungskräfte, welche auf jede Kugeloberfläche entfallen, sein:

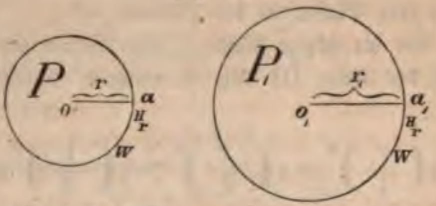
Reihe Q
$$4\pi\eta r^2\left[\left(\frac{1}{1}\right)^2; \left(\frac{2}{2}\right)^2; \left(\frac{3}{3}\right)^2 \ldots \left(\frac{r-1}{r-1}\right)^2; \left(\frac{r}{r}\right)^2\right].$$

Summiren wir die Glieder dieser Reihe, so erhalten wir als deren Summe die Kraft P, welche zur Bildung und Fortpflanzung aller Kugelwellen verbraucht worden ist. Da nun die unausgehobenen Theile dieser Glieder in der obigen Reihe Q lauter Brüche sind, deren nomineller Werth = 1 ist, und die Anzahl dieser Glieder = r beträgt, so ist die Summe oder P

$$P = 4\pi\eta r^3 \ldots \qquad \text{Gl. A.}$$

Stellen w (Fig. 19) zwei Kugelwellen vor, welche dieselbe Schwingungskraft π_r haben, und in demselben homogenen Erdreich auf verschiedene Halbmesser r und r_1 vorgetrieben worden sind, so

Fig. 19.



werden nach Gl. A die Summen aller zur Bildung und Fortpflanzung der Wellen verwendeten Kräfte P und P_1 sein:

$$P = 4\pi\eta r^3 \text{ und } P_1 = 4\pi\eta r_1{}^3$$

Setzt man beide in Proportion, so erhält man:

Gl. B. $$P : P_1 = r^3 : r_1{}^3.$$

Diese Gleichung sagt, daß die Summe der zur Bildung und Fortpflanzung verwendeten Kräfte sich wie die 3. Potenzen der Halbmesser verhalten, auf welche die gleichnamige Welle in demselben und homogonen Mittel vorgetrieben wurde.

Setzen wir die Kräfte P und P_1 in Relation zu den Ladungen L und L_1, so stellen P und P_1 zwar nicht die Kräfte K und K_1 vor, welche die Ladungen entwickeln, da in den erstern nicht der Kraftverlust inbegriffen ist, welcher bei Minen vorkommt; allein von den Kräften K und K_1 sind zur Bildung und Fortpflanzung der Wellen nicht mehr und nicht weniger als die Kräfte P und P_1 verwendet worden, und da nur diese Wirkung in Proportion gesetzt werden kann und muß, so wird man die Gleichung B auch anders auslegen und sagen können:

Daß bei gleichen kraftmodificirenden Umständen sich die Ladungen L und L_1 wie die 3. Potenzen der gleichnamigen Wirkungshalbmesser verhalten.

Die Regel des Mineurs ist demnach zum ersten Male mit einem mathematischen Beweise begründet.

In der Gleichung B ist die Regel des Mineurs in der allgemeinsten Fassung gegeben.

Für Dampfminen, deren Wirkungssphären Kugeln sind, braucht jener Beweis für seine Anwendung keiner Erklärung.

Für Trichterminen aber scheint es nöthig, einige Worte der Erläuterung hinzuzufügen. Aber es genügt zu sagen, daß bei denselben kraftmodificirenden Umständen die Wirkungssphären zweier ähnlicher Trichterminen [1]) jedenfalls ähnliche Figuren (Ellipsoide) sind. Da aus demselben Grunde die Trichter zweier ähnlicher Trichterminen gleichfalls aus geometrischer Configuration gleichfalls ähnliche Körper sind, deren homologe Seiten auch als solche der Sphären selbst betrachtet werden müssen, so kann man die Gl. B auch darauf ausdehnen: **daß sich die Ladungen wie die 3. Potenzen homologer Seiten unter denselben Umständen verhalten,** ausgedrückt durch

Gl. C. $$L : L_1 = w^3 : w_1{}^3$$

wenn w und w_1 die k. W. L. der ähnlichen Trichter bedeuten.

Endlich müssen die im Vorstehenden aufgestellten Gesetze auch auf ungleichartige Mitte noch eine gewisse Anwendung haben.

Es sei im ungleichartigen Mittel durch eine Kraft P eine Welle 1, 2, 3, 4 . . . . 11 (Fig. 20) vorgetrieben worden, deren

Fig. 20.



Schwingungskraft eine bestimmte Stärke, resp. Wirkung habe, z. B. = (oder vielmehr um ein Geringeres größer als) f, d. i. die Festigkeit des Mittels. Diese Welle würde sonach eine trennende Wirkung haben und die Trennungssphäre begrenzen. Wegen der Ungleichartigkeit des Erdreiches aber wird jeder Halbmesser eine jener angemessenere verschiedene Länge haben.

---

[1]) d. i. bei solchen, bei denen ein gleiches Verhältniß zwischen dem Trichterhalbmesser h und der k. W. L. w $\left(n = \frac{h}{w}\right)$ herrscht.

Es ist aber ganz gleich, ob die Kraft P zur Erzeugung einer unregelmäßigen Sphäre verwendet wurde, oder ob sie im ideal homogenen Mittel eine vollkommene Wirkungskugel vorgetrieben hätte, und auf alle Fälle sind die in jedem Radius verwendeten Kräfte wegen des labilen Charakters der Pulvergase gleich groß und die Länge dieser Halbmesser daher im verkehrten Verhältnisse zu dem Ladungscoefficienten des Erdreiches. (Zur bloßen Festigkeit kann man die Radien nicht allein proportioniren, da die Festigkeit blos einen Theil des Compositums aller Widerstände ausmacht, und dieses nur durch den proportionalen Ausdruck der Ladungscoefficienten dargestellt werden kann.)

Man dürfte nicht viel fehlen, wenn man annimmt, daß der Halbmesser der oben gedachten idealen Wirkungskugel das arithmetische Mittel aller ungleich langen Sphärenhalbmesser sei. Je mehr aber die Form der Sphäre von der Kugel abweicht, desto größer ist der angenommene Fehler.

Sind nun zwei solche unregelmäßige Sphären noch ziemlich ähnliche Figuren, so dürfte die Gleichung B ohne bedeutenden Fehler noch gültig angenommen werden können.

Sind sie aber bedeutend unähnliche Figuren, so hört jede Proportionirung der Sphärenhalbmesser und der verwendeten Kräfte gänzlich auf. Besonders nachtheilig wird diese Unähnlichkeit unregelmäßiger Sphären dann sein, wenn letztere tagen, d. h. wenn die Minen Trichterminen werden, weil eine Mine früher als die andere ausbrechen wird, und daher zudem noch verschiedene unproportionirte Gasausströmungen nach der zuerst ausgebrochenen Richtung stattfinden müssen.

Geringe Unregelmäßigkeiten und Unähnlichkeiten haben bei Minenexperimenten keine so hervorragende Bedeutung; aber leider ist es in der Regel immer der Fall, daß bei Minenversuchen Unregelmäßigkeiten die Proportionalität mehr oder weniger stören, und es liegt an der Inhomogenität der natürlichen Medien eben so sehr als an der nicht genauen Beachtung aller kraftmodificirenden Umstände, daß Minenversuche meistens unvollkommene Experimente sind.

d. Genesis der Wirkungssphäre.

Man stelle sich (wie Eingangs b geschehen) einen erregten Wellenbewegungszustand im homogenen Mittel vor.

Voraus eilet eine Gruppe Wellen, deren Schwingungskräfte die Elasticität des halbelastischen Mediums nicht überschreiten. Diese Wellen hinterlassen im Erdreiche keine Wirkung. Wir wollen sie daher wirkungslose Schwingungswellen nennen, und die Sphäre, welche sie einnehmen, mit Schwingungssphäre bezeichnen.

Diesen Wellen folgt eine Welle nach, deren Schwingungskraft die Festigkeit (f) des Erdreiches um ein Geringes überwiegt. Ihre Wirkung wird somit eine Trennung des Erdreiches hervorbringen, und wollen wir daher diese Welle die Trennungswelle nennen. Die ihr synonyme Kugelfläche, welche die Trennung begrenzt, heiße Trennungssphäre. Bei tagenden Minen zeigt sich ihre Begrenzung in der Oberfläche der Calotte und in den äußersten kreisförmigen Kissen auf dem Terrain.

In einer weitern Entfernung, gegen den Mittelpunkt der Ladung zu, folgt eine bereits stärkere Welle, deren Schwingungskraft schon eine solche Größe besitzt, daß sie einer gewissen beginnenden Wurfkraft gleich kommt. Erreicht diese Welle die Oberfläche, d. h. fängt sie an zu tagen, so beginnt der Trichterauswurf. Wir wollen sie wegen ihrer sprengenden Wirkung die Sprengwelle nennen, und die ihr synonyme Sphäre, welche sie begrenzt, bezeichne die Sprengsphäre. Der wahre Trichterrand ist ein Kreis ihrer Fläche, und begrenzt sie daher der Auswurf der Erde, wo ihr kein Hinderniß entgegensteht.

Alle dieser Welle gegen den Mittelpunkt der Ladung zu folgenden Wellen sind immer steigend intensivere Sprengwellen, die einen um so stärkern Auswurf im Gefolge haben, wenn sie tagen. Eine der zuvor genannten ersten Sprengwelle auf kurze Distanz nachfolgende ist eine stärkere Sprengwelle, deren Schwingungskraft im Verein mit dem schon stattfindenden Erdschube bereits im Stande ist, die gewöhnliche Verkleidung einer Gallerie zu beschädigen anzufangen, wenn sie dieselbe tangirt. Die nachfolgenden intensiveren Sprengwellen zerstören eine Gallerie um so mehr, je mehr dieselbe in ihrem Bereiche liegt.

Man kann die erste Sprengwelle, welche den Trichterrand begrenzt, und jene kurz nachfolgende, welche tangirende Gallerien zu

Es ist aber ganz gleich, ob die Kraft P zur Erzeugung einer unregelmäßigen Sphäre verwendet wurde, oder ob sie im ideal homogenen Mittel eine vollkommene Wirkungskugel vorgetrieben hätte, und auf alle Fälle sind die in jedem Radius verwendeten Kräfte wegen des lubilen Charakters der Pulvergase gleich groß und die Länge dieser Halbmesser daher im verkehrten Verhältnisse zu dem Ladungscoefficienten des Erdreiches. (Zur bloßen Festigkeit kann man die Radien nicht allein proportioniren, da die Festigkeit blos einen Theil des Compositums aller Widerstände ausmacht, und dieses nur durch den proportionalen Ausdruck der Ladungscoefficienten dargestellt werden kann.)

Man dürfte nicht viel fehlen, wenn man annimmt, daß der Halbmesser der oben gedachten idealen Wirkungskugel das arithmetische Mittel aller ungleich langen Sphärenhalbmesser sei. Je mehr aber die Form der Sphäre von der Kugel abweicht, desto größer ist der angenommene Fehler.

Sind nun zwei solche unregelmäßige Sphären noch ziemlich ähnliche Figuren, so dürfte die Gleichung B ohne bedeutenden Fehler noch gültig angenommen werden können.

Sind sie aber bedeutend unähnliche Figuren, so hört jede Proportionirung der Sphärenhalbmesser und der verwendeten Kräfte gänzlich auf. Besonders nachtheilig wird diese Unähnlichkeit unregelmäßiger Sphären dann sein, wenn letztere tagen, d. h. wenn die Minen Trichterminen werden, weil eine Mine früher als die andere ausbrechen wird, und daher zudem noch verschiedene unproportionirte Gasausströmungen nach der zuerst ausgebrochenen Richtung statthaben müssen.

Geringe Unregelmäßigkeiten und Unähnlichkeiten haben bei Minenexperimenten keine so hervorragende Bedeutung; aber leider ist es in der Regel immer der Fall, daß bei Minenversuchen Unregelmäßigkeiten die Proportionalität mehr oder weniger stören und es liegt an der Inhomogenität der natürlichen Medien eben so sehr als an der nicht genauen Beachtung aller kraftmodificirenden Umstände, daß Minenversuche meistens unvollkommene Experimente sind.

d. Genesis der Wirkungssphäre.

Man stelle sich (wie Eingangs b geschehen) einen erregten Wellenbewegungszustand im homogenen Mittel vor.

Voraus eilet eine Gruppe Wellen, deren Schwingungskräfte die Elasticität des halbelastischen Mediums nicht überschreiten. Diese Wellen hinterlassen im Erdreiche keine Wirkung. Wir wollen sie daher wirkungslose Schwingungswellen nennen, und die Sphäre, welche sie einnehmen, mit Schwingungssphäre bezeichnen.

Diesen Wellen folgt eine Welle nach, deren Schwingungskraft die Festigkeit (f) des Erdreiches um ein Geringes überwiegt. Ihre Wirkung wird somit eine Trennung des Erdreiches hervorbringen, und wollen wir daher diese Welle die Trennungswelle nennen. Die ihr synonyme Kugelfläche, welche die Trennung begrenzt, heiße Trennungssphäre. Bei tagenden Minen zeigt sich ihre Begrenzung in der Oberfläche der Calotte und in den äußersten kreisförmigen Kissen auf dem Terrain.

In einer weitern Entfernung, gegen den Mittelpunkt der Ladung zu, folgt eine bereits stärkere Welle, deren Schwingungskraft schon eine solche Größe besitzt, daß sie einer gewissen beginnenden Wurfkraft gleich kommt. Erreicht diese Welle die Oberfläche, d. h. fängt sie an zu tagen, so beginnt der Trichterauswurf. Wir wollen sie wegen ihrer sprengenden Wirkung die Sprengwelle nennen, und die ihr synonyme Sphäre, welche sie begrenzt, bezeichne die Sprengsphäre. Der wahre Trichterrand ist ein Kreis ihrer Fläche, und begrenzt sie daher der Auswurf der Erde, wo ihr kein Hinderniß entgegensteht.

Alle dieser Welle gegen den Mittelpunkt der Ladung zu folgenden Wellen sind immer steigend intensivere Sprengwellen, die einen um so stärkern Auswurf im Gefolge haben, wenn sie tagen. Eine der zuvor genannten ersten Sprengwelle auf kurze Distanz nachfolgende ist eine stärkere Sprengwelle, deren Schwingungskraft im Verein mit dem schon stattfindenden Erdschube bereits im Stande ist, die gewöhnliche Verkleidung einer Gallerie zu beschädigen anzufangen, wenn sie dieselbe tangirt. Die nachfolgenden intensiveren Sprengwellen zerstören eine Gallerie um so mehr, je mehr dieselbe in ihrem Bereiche liegt.

Man kann die erste Sprengwelle, welche den Trichterrand begrenzt, und jene kurz nachfolgende, welche tangirende Gallerien zu

zerstören anfängt, als eine und dieselbe Welle (Sphäre) annehmen, ohne sich eines großen Fehlers in der Praxis zu beschuldigen. Stellt man sich nämlich vor, daß der ersten Sprengwelle bereits andere, wenn auch geringere erschütternd vorausgegangen sind; daß eine unterirdische Verkleidung überdies ein standloses Mittel zu stützen hat, und endlich, daß die der Trennungswelle folgenden bereits die Erde mit einem starken Schube nachdrücken (wie dieß das Auftreiben der Calotte am deutlichsten versinnlicht), so dürfte der angenommene Fehler sich in der That auf kein Bedeutendes reduciren. Nach diesem Begriffe der vereinten beiden ersten Sprengwellen zu einer einzigen, ist diese die Sprengwelle (Sprengsphäre). Man kann sie auch wegen ihrer besonderen Wichtigkeit der Wirkung in der Minirkunst mit **Wirkungssphäre** bezeichnen, ein Ausdruck, den wir bereits im Capitel II kennen gelernt haben. Daß die Wirkungssphäre bei Dampfminen eine Kugel sei, welche bei Trichterminen in ein Umdrehungsellipsoid übergeht, so wie daß die Gleichung der großen Wirkungsachse $A = w\sqrt[3]{1 + 4n^3}$ sei, wurde ebenfalls schon im vorigen Capitel erwähnt.

e. Die Comprimirung und der Schub der Erde.

Durch den anhaltenden Druck der sich entwickelnden Pulvergase erweitert sich bekanntlich im comprimirbaren Erdreiche nach und nach der Ladungsraum, und es entsteht jener kugelförmige, von einer harten Kruste eingeschlossene hohle Raum, den wir als Compressionskugel kennen.

Es ist wohl keinem Zweifel unterworfen, daß das Entstehen der Compressionskugel nur in der Comprimirbarkeit der lockeren Erde seinen Grund findet, und es ist eigentlich über ihre Bildung nicht viel anderes zu sagen.

Indessen benützen wir diese Beschreibung, um über das Stattfinden der Comprimirung und den innern Schub des Erdreiches bei der Minenwirkung einige erläuternde Bemerkungen zu machen.

Die Kugelwellen, welche das Medium durchschreiten, haben eine radiale Bewegung und Zusammendrückung der Erde in dessen Innerem zur Folge, und bedingt diese Erscheinung einerseits die Compressionskugel und das Verschütten von eingedruckten Gallerien in dessen Innerem, sowie anderseits die Bildung der Calotte und

die Einleitung des Garbenwurfes beim Tagen der Minen. Alle diese Erscheinungen würden ohne eine radiale Bewegung der Erde nicht denkbar sein. Die Ursache hievon ist die lockere Structur der letztern, und es würden die Kugelwellen das Medium durchschreiten (wie z. B. in sehr festem Gestein), ohne die gedachten Wirkungen hervorzubringen, wenn die Structur der Erde keine lockere wäre. Die Kraft verpflanzt sich durch erregte Wellen in andere Medien (im vollkommen elastischen und auch im sehr festen Gestein), ohne die Massatheilchen mitzunehmen. Ein auf einem ruhigen Wasser schwimmender Körper beispielsweise bleibt bekanntlich auf derselben Stelle liegen, wenn auch Wellen unter ihm hinweggehen, welche ihn abwechselnd heben und senken. Das Flußwasser wird durch die in die Mündung eines Flusses eindringende Fluth nicht im mindesten an seinem Ausflusse gehindert.

Anders gestalten sich die Erscheinungen, wenn durch das lockere Erdreich Kugelwellen schreiten.

Sobald die Schwingungskräfte der Wellen eine solche Stärke haben, daß die Festigkeit der Erde aufgehoben werden kann, wird auch die Erde selbst durch die Schwingungskräfte eine Comprimirung und einen radialen Schub erfahren. Nachgehende Wellen werden diese Comprimirung wieder aufheben, aber auch eine neue und stärkere bilden. Der Bewegungszustand bringt die Vorstellung mit sich, daß im Innern der Erde ein abwechselndes Comprimiren und Zerreißen der Masse stattfindet, und daß anderseits die Erdtheilchen nebst der schwingenden Bewegung auch noch einen radialen Schub erfahren, der in der Nähe der Pulverkammer am bedeutendsten sich zeigen muß. Beim Tagen der stärkern Wellen zeigt sich derselbe in der Bildung der Calotte am ersichtlichsten.

Es ist somit kein Zweifel, daß alle jene Erscheinungen, von welchen hier die Rede ist, insgesammt nur durch die radiale Bewegung der Erdtheilchen zu erklären sind, welche durch die Bewegung der Kugelwellen entstanden ist.

Sobald endlich die Kraft der Pulverladung aufgehört hat zu wirken, so werden besonders die hinter der stark zusammenpreßten Kruste der Compressionskugel liegenden Erdschichten nach sehr kurz abnehmenden Schwingungen wieder in den ruhigen Zustand zurückkehren, und da kein Erddruck mehr nachschiebt, sondern im Gegentheil noch welcher vorgeht und Schichten träg hinter sich läßt, so

werden die letztern in völlig zerrüttetem Zustande zurückbleiben. In der That findet man unmittelbar hinter der Compressionskugelkruste die Erde am lockersten, während mit der Entfernung diese Erscheinung sich verliert, und die Wirkung mit einem, in immer größeren Klumpen zerborstenen Erdreiche endet.

f. Genetische Herleitung der Gestalt des Trichters.

Alle im II. Capitel c angeführten Trichterformen sind durch speculative Meinungen entstanden, ohne daß sie anders bewiesen worden wären als durch trügerische Nachgrabungen, durch welche [1]) nicht unterschieden werden kann, welche Erde durch die zertrümmernde Action der Pulverkraft aufgelockert, und welche im losen Zustande von der in die Höhe geschleuderten Garbe wieder hinabgefallen ist. Man kann sich daher erklären, daß man immer im Stande ist, jede, nur nicht zu widersinnige Trichtergestalt auszugraben.

Wie es anderseits mit den mathematischen Beweisen oder Berechnungen der Trichterformen aussieht, haben wir bereits ebenfalls oben angemerkt, und müssen wir auch vorläufig auf solche Unternehmungen verzichten. Der Gegenstand würde auch wahrlich nicht der Mühe lohnen, die man dazu anwenden müßte.

Besser als Ausgrabungen und mathematische Speculationen empfehlen sich zur Begründung der Trichtergestalt einfache Erklärungen, welche auf dem physikalischen Vorgange der Wirkung des Pulvers in Minen beruhen. Auch Berechnungen dürften den stattfindenden Bewegungszustand nicht außer Acht lassen, und wissen wir bereits zur Genüge, daß alle mathematischen Theorien falsch sind, welche diesen Grundsatz verabsäumt haben, und welche eine springende Mine wie eine platzende Bombe behandeln.

Wir entwickeln daher mit einfachen und kurzen Worten nunmehr unsere Ansicht über die Gestalt des Trichters, und suchen dieselbe aus der Wirkungsweise des Pulvers in Minen zu erklären.

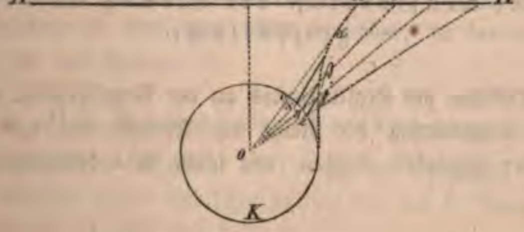
---

[1]) Zimmer: „Abhandlung über die Kriegsminen" II. Thl. pag. 8.

Durch den Bewegungszustand von concentrischen Kugelwellen erhalten die Erdtheilchen die Tendenz einer radialen Bewegung, welche beim Ausbruche der Mine durch die ausströmenden Gase in ein Werfen der Garbe übergeht, insoweit sie dem Körper des Trichters angehören. Es ist daher wohl nur zu natürlich, daß die Erde des Trichters nur nach den Richtungen ausgeworfen werden könne, welche man im Trichter vom Mittelpunkte der Ladung gegen die Oberfläche gezogen denkt. Alle jene Speculationen, welche diesen Bewegungszustand der Masse vernachlässigen und annehmen, daß sie in Ruhe sei und die Spannung der Theilchen bis zur Bruchgrenze eine gleiche bleibe, stehen mit ihrer falschen Anwendung der Festigkeitslehre gewiß auf schwachen Füßen, um so mehr, als durch die dem Ausbruche vorangegangene Wellenbewegung die Cohäsion der Masse des Trichters bereits aufgehoben und auch deren Trägheit schon besiegt ist.

Es dürfte in unserer Zeit wohl gar keinen Anfechtungen mehr unterliegen, daß wegen der radialen Tendenz der Bewegung und des Ausbruches nur jene Masse aus dem Trichter geschleudert werden kann, welche der rechte Kegel einschließt. Würde man unter der Trichtergestalt nur diese Figur verstehen, welche die wirklich ausgeworfene Erde zurückläßt, so müßte man unstreitig den Vauban'schen Kegel dafür annehmen. Anders gestaltet sich die Form, wenn man annimmt, daß auch jener Körper (die Compressionskugel) hinzuzurechnen sei, der sich durch den Eindruck der lockern Erde vor dem Ausbruche gebildet hat. Man erhielte dann für die Gestalt des Trichters eine zusammengesetzte Figur aus einem Kegel mit einer die Spitze desselben umgebenden Kugel. Da man gewiß mit Recht ferner voraussetzen muß, daß sich beim Ausbruche der Mine die scharfe Kante C (Fig. 21) der Verschneidung von Kegel und

Fig. 21.



Kugel durch seitswärts wirkende Kräfte abrundet, weil letztere nach der Seite der bereits ausgebrochenen Linien schon keinen Widerstand mehr finden, so würde man mit Hinzurechnung der Compressionskugel zur Gestalt des Trichters die Glockenform erhalten.

In nicht comprimirbaren Massen, wie z. B. im festen Felsen, fiele die Compressionskugel bei Seite, und würde der Trichter blos ein rechter Kegel sein können.

In der That findet man diese Trichtergestalten in allen jenen Fällen scharf ausgeprägt, welche zu genauen Beobachtungen geeignet sind.

In den porösen Sandsteinfelsen der sächsisch-böhmischen Schweiz hatten wir Gelegenheit die glockenförmige Gestalt des Trichters bei vielen Hunderten von Schüssen jedesmal zu beobachten, während im compacten festen Granit des naheliegenden Gebirgsrückens, welcher von Meißen nach der nördlichsten Spitze Böhmens zieht, jeder Schuß einen rechten Kegel hinterließ. (Zu bemerken ist, daß diese Schüsse unter 45° angesetzt waren.)

Schon Gillot macht die Bemerkung, daß in senkrechten Wänden des Mauerwerks stehende Schüsse unterhalb eine concave Krümmung zeigten, während durch das Herabfallen der Steine die obere Hälfte convex erschien. Gillot wußte diese Erscheinung nicht anders mit der Paraboloide, die er sich einbildete, zu vereinen, als daß er meinte, es sei letztere nur als Hauptfigur anzusehen.

Auch die sorgfältig ausgegrabenen Trichter bei den Moldautheiner Versuchen sprechen für unsere Meinung der Glockenform in Erdminen.

g. Der Kraftverlust der Ladung an der Angriffsfläche.

Die Größe des Kraftverlustes an der Angriffsfläche ergibt sich aus der Summirung der Reihe der Verluste bei den einzelnen aufeinander folgenden Stößen, wie solche in a besprochen wurden.

Verrichtet man die Addition, so erhält man:

Gl. D.

$$D = \left[m v^2 + \frac{m}{2} (v_1 - \gamma)^2 + \frac{m}{2} (v_2 \gamma_1{}^2) + \ldots + \right.$$
$$\left. + \frac{m}{2} (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2 \right] - \left[m (nv)^2 + \frac{m}{2} n_1{}^2 (v_1 - \gamma)^2 + \right.$$
$$\left. + \frac{m}{2} n_2{}^2 (v_2 - \gamma_1)^2 + \ldots + \frac{m}{2} n_{n-1}{}^2 (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2 \right].$$

Hebt man $\frac{m}{2}$ als Faktor aus, so ist:

$$D = \frac{m}{2} \Big\{ [2 v^2 + (v_1 - \gamma)^2 + (v_2 - \gamma_1)^2 + \ldots (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2] -$$
$$- [2 (n v)^2 + n_1{}^2 (v_1 - \gamma)^2 + n_2{}^2 (v_2 - \gamma_1)^2 + \ldots,$$
$$+ n_{n-1}^2 (v_{n-1} - \gamma_{n-2})^2] \Big\}.$$

Indem wir darauf verzichten, diese Gleichung weiter abzukürzen, wozu uns die Betrachtung dienen könnte, daß $nv = \gamma$; $n_1 (v_1 - \gamma) = \gamma_1$; $n_2 (v_2 - \gamma_1) = \gamma_2 \ldots\ldots$, oder daß der negative Theil der Gl. D durch die Kraft (Gl. A) ausgedrückt werden kann, welche zur Bildung und Fortpflanzung der Kugelwellen wirklich in Anwendung kommt, ergibt die Gl. D Folgendes.

1. Der Kraftverlust wird um so größer, je größer m, d. i. die Größe des Massatheilchens ist, wie denn auch damit übereinstimmend die Ladungstafeln zeigen, daß beispielsweise reiner Sandboden zur gleichen Wirkung eine größere Ladung als lockere feine Erde erfordert.

2. Der Kraftverlust an der Angriffsfläche ist um so geringer, je größer die Elasticität (und daher auch die Festigkeit) des Mittels ist.

2. Der Kraftverlust würde gleich Null sein, wenn die Geschwindigkeit der auf einander folgenden Stöße in dem Gesetze folgen möchte, in welchem die Schwingungskräfte der Wellen folgen. In Wirklichkeit ist dieß aber nicht erreichbar, da der erste Stoß jedenfalls ein sehr heftiger ist.

h. Die Berechnung der Ladungen.

Die Regel des Mineurs lehrt, daß im nämlichen Erdreiche sich die Ladungen zweier ähnlichen Minen wie die 3. Potenzen verhalten. Es ist nämlich, wie bekannt:

$$L : L_1 = w^3 : w_1^3$$

woraus

$$L = \frac{L_1}{w_1^3} w^3.$$

Sind diese Minen beispielsweise gleichseitige, und kennt man durch einen Versuch die Ladung L_1, welche unter der k. W. L. $= w_1$ erforderlich war, so ist der Bruch $\frac{L_1}{w^3}$ ein bestimmter, der für dasselbe Erdreich immer derselbe bleibt. Man hat diesen Bruch $= g$ gesetzt und den Ladungscoëfficienten des Erdreiches genannt.

Die Ladung einer gleichseitigen Mine ist daher

Gl. D) . . . . $L = gw^3$,

wobei g der auf die gleichseitige Mine bezogene Ladungscoëfficient ist.

Mit dieser Formel (Gl. D) ist man nun im Stande die gleichseitigen Minen in jedem Erdreiche zu berechnen, wenn die verschiedenen g für jedes Medium durch Versuche bekannt sind.

Aus der nachfolgenden und auf empirischem Wege verfaßten Tabelle können für jedes Mittel die gewünschten Ladungscoëfficienten g abgelesen werden.

Ladungstafel.

Medium	g
Grobe gewöhnliche Erde mit Sand und Kies vermischt .	0·082 bis 0·089
Garten-, Damm- und gute schwarze Ackererde . . .	0·092 bis 0·082
Lehmigter Sandboden (gewöhnliche Erde halb Sand, halb Lehm)	0·0858 bis 0·1
Grober stehender Sand	0·093 bis 0·113
Feuchter Sand mit etwas Lehm vermischt	0·107 bis 0·122
Wellensand	0·138
Mit Kies und Steinen gemengte Erde oder Schotterboden	0·116 bis 0.15
Kiesschotter mit groben Sand	0·12 bis 0·134
Thon mit Tuff gemischt	0·126 bis 0·138
Sehr zäher Letten	0·166
Neues feuchtes oder altes schlechtes Mauerwerk und zerklüfteter Felsen	0·187 bis 0·2
Gutes Mauerwerk oder Felsen	0·212
Altes sehr gutes oder römisches Mauerwerk	0·25

Um nun nicht blos gleichseitige Minen, sondern auch andere von verschiedenen Trichterverhältnissen $\left(n = \frac{h}{w} = \frac{\text{Trichterhalbmesser}}{\text{k. W. L.}}\right)$ berechnen zu können, ist man auf verschiedene Weisen vorgegangen, und sind die Ladungsformeln der verschiedenen Autoren immer auf die gleichseitige Mine basirt.

Wir enthalten uns begreiflicherweise alle die bekannten Formeln wiederzugeben, und beschränken uns blos auf jene, welche bisher die gebräuchlichsten sind.

Für Dampfminen $(n = 0)$ gebraucht man die Lebrun'sche Formel

$$L = gw^3 \left(\frac{4}{7}\right)^3$$

Für scharfgeladene Minen (von $n = 0$ bis $n = 1$) gebraucht man ebenfalls die Lebrun'sche Formel

$$L = gw^3 \left(\frac{3\,n + 4}{7}\right)^3$$

Für gleichseitige Minen $(n = 1)$ gilt die alte Formel

$$L = gw^3$$

Für stark geladene Minen (von $n > 1$) gebraucht man die Lebrun'sche Formel

$$L = gw^3 (0{\cdot}91\,n + 0{\cdot}09)^3$$

bis $n = 1{\cdot}5$; über $n = 1{\cdot}5$ aber verwendet man die Hauser'sche Formel

$$L = g\,n^3\,w^3.$$

Zu diesen Formeln ist zu bemerken, daß die Ladungen der schwachgeladenen Minen nach neuesten Erfahrungen zu groß ausfallen, während sich für starkgeladene Minen zu kleine Ladungen berechnen. Eine richtigere Ladungsformel wird daher sich bemühen müssen, kleinere Ladungen für die schwachen und größere für die starken zu geben, und muß diese Formel überdieß die Eigenschaft haben, daß sie ungetheilt das Ladungsgesetz ausdrückt, daher eine Generalformel sein muß.

Der Verfasser hat sich bemüht eine solche Formel aufzustellen, deren Entwicklung füglich als hier zu weit gehend übergangen wird. Diese Formel lautet:

Gl. E) . . . . . $L = q\,w^3 (1 + 4\,n^3) \left(1 + \frac{n^2}{4}\right)$.

wobei der Ladungscoëfficient q nicht auf die gleichseitige Mine, sondern auf die größte Dampfmine bezogen ist.

Um sich für die verschiedenen Medien die Ladungscoëfficienten q berechnen und die vorige Ladungstafel benützen zu können, dient die Proportion

$$q : g = 0{\cdot}016 : 0{\cdot}1, \text{ woraus}$$
$$q = \frac{0{\cdot}016}{0{\cdot}1} g = 0{\cdot}16\, g \text{ ist.}$$

Diese Formeln gelten aber nur für ein gleichartiges Medium, und für Minenpulver, welches 40° schlägt, sowie nur für Minen, welche die genügende Verdämmung haben.

Ist dieß nicht der Fall, so werden andere Regeln die Ladungsberechnung verändern oder ergänzen.

Schlägt z. B. das Pulver nur x Grad, so wird die berechnete Ladung L vermehrt oder vermindert werden müssen, je nachdem das Pulver schwächer, resp. stärker als Minenpulver ist. Hiezu dient die Proportion

$$L : L_1 = \sqrt{x} : \sqrt{40}, \text{ woraus}$$
$$L_1 = L \frac{\sqrt{40}}{\sqrt{x}}$$

Für geschichtetes Erdreich besteht eine Formel, welche die verschiedenen Schichten in Rechnung zieht.

Geht der Verdämmung die gehörige Länge ab, so muß die Ladung vermehrt werden, um den Abgang zu ersetzen, wozu wieder eigene Regeln bestehen.

i. Die Länge der Verdämmung.

Damit die Ladung einer Mine nicht ausblase, so muß der zur Kammer führende Gang oder Gallerie auch hinlänglich verdämmt oder verstopft werden. Dieß geschieht, indem man mit einem System von Spreizhölzern eine Riegelwand gegen den Pulverkasten anstemmt, und an den Thürstöcken der Zimmerungen etwa von Klafter zu Klafter eine Riegelwand aufführt. Die Zwischenräume werden meistens mit Sandsäcken solid ausgefüllt, und die Thürstöcke mit Hölzern verspreizt. Die Riegelwände, welche nebst jenen Spreizen

den Schub auf die Verdämmung zu hemmen bestimmt sind, nennt man die Krönungshölzer.

Eine so hergestellte Verdämmung kommt der Festigkeit des gewöhnlichen Erdreiches gleich, und wird daher der ihr entsprechende Ladungscoëfficient $g = 0{\cdot}1$ oder $q = 0{\cdot}016$ sein.

Es ist klar, daß die Länge der Verdämmung so groß sein muß, als die Mine unterirdisch weit wirkt, und es wird daher die Formel der großen Wirkungsachse $A = w \sqrt[3]{1 + 4\,n^3}$ zugleich die Länge der Verdämmung sein. Da diese aber nur die Festigkeit des gewöhnlichen Erdreiches ($g = 0{\cdot}1$) besitzt, so kann die eben angegebene Formel nur für den Fall genügen, wenn auch die Mine im gewöhnlichen Erdreiche liegt. Ist dieß aber nicht der Fall, so muß die Verdämmung länger oder kürzer sein, wenn das Erdreich einen größeren, respective kleineren Ladungscoëfficienten als $g = 0{\cdot}1$ hat. Man wird daher jene Formel mit einem diesem Unterschiede der Ladungscoëfficienten entsprechenden Verhältnisse multipliciren müssen.

Dieses Verhältniß ist $\sqrt[3]{\frac{g_1}{g}} = \sqrt[3]{\frac{g_1}{0{\cdot}1}}$, wobei g_1 der Ladungscoëfficient des Erdreiches ist, in welchem die Mine liegt, und $g = 0.1$ den Ladungscoëfficienten der Verdämmung bedeutet.

Die Länge der Verdämmung wird daher allgemein durch die Formel

Gl. F) . . . . $V = w \sqrt[3]{\frac{g_1}{0{\cdot}1}(1 + 4\,n^3)}$

ausgedrückt.

Würde man z. B. eine gleichseitige Mine $n = 1$ im Felsen $g_1 = 0{\cdot}2$ mit einer k. W. L. $= 10$ Fuß anlegen, so würde die Ladung $L = g\,w^3 = 0.2 \times 10^3 = 200$ ℔ hierzu nöthig sein.

Die Verdämmungslänge V würde betragen

$$V = w \sqrt[3]{\frac{0{\cdot}2}{0{\cdot}1}\,(1 + 4\,n^3)} = 10 \sqrt[3]{\frac{0{\cdot}2}{0{\cdot}1}\,(1 + 4)} =$$

$$= 10 \sqrt[3]{10} = 10 \times 2{\cdot}1544 = 21{\cdot}544 \text{ Fuß}.$$

wobei der Ladungscoëfficient q nicht auf die gleichseitige Mine, sondern auf die größte Dampfmine bezogen ist.

Um sich für die verschiedenen Medien die Ladungscoëfficienten q berechnen und die vorige Ladungstafel benützen zu können, dient die Proportion

$$q : g = 0{\cdot}016 : 0{\cdot}1, \text{ woraus}$$

$$q = \frac{0{\cdot}016}{0{\cdot}1} g = 0{\cdot}16\, g \text{ ist.}$$

Diese Formeln gelten aber nur für ein gleichartiges Medium, und für Minenpulver, welches 40° schlägt, sowie nur für Minen, welche die genügende Verdämmung haben.

Ist dieß nicht der Fall, so werden andere Regeln die Ladungsberechnung verändern oder ergänzen.

Schlägt z. B. das Pulver nur x Grad, so wird die berechnete Ladung L vermehrt oder vermindert werden müssen, je nachdem das Pulver schwächer, resp. stärker als Minenpulver ist. Hiezu dient die Proportion

$$L : L_1 = \sqrt{x} : \sqrt{40}, \text{ woraus}$$

$$L_1 = L \frac{\sqrt{40}}{\sqrt{x}}$$

Für geschichtetes Erdreich besteht eine Formel, welche die verschiedenen Schichten in Rechnung zieht.

Geht der Verdämmung die gehörige Länge ab, so muß die Ladung vermehrt werden, um den Abgang zu ersetzen, wozu wieder eigene Regeln bestehen.

i. Die Länge der Verdämmung.

Damit die Ladung einer Mine nicht ausblase, so muß der zur Kammer führende Gang oder Gallerie auch hinlänglich verdämmt oder verstopft werden. Dieß geschieht, indem man mit einem System von Spreizhölzern eine Riegelwand gegen den Pulverkasten anstemmt, und an den Thürstöcken der Zimmerungen etwa von Klafter zu Klafter eine Riegelwand aufführt. Die Zwischenräume werden meistens mit Sandsäcken solid ausgefüllt, und die Thürstöcke mit Hölzern verspreizt. Die Riegelwände, welche nebst jenen Spreizen

den Schub auf die Verdämmung zu hemmen bestimmt sind, nennt man die Krönungshölzer.

Eine so hergestellte Verdämmung kommt der Festigkeit des gewöhnlichen Erdreiches gleich, und wird daher der ihr entsprechende Ladungscoëfficient $g = 0·1$ oder $q = 0·016$ sein.

Es ist klar, daß die Länge der Verdämmung so groß sein muß, als die Mine unterirdisch weit wirkt, und es wird daher die Formel der großen Wirkungsachse $A = w \sqrt[3]{1 + 4 n^3}$ zugleich die Länge der Verdämmung sein. Da diese aber nur die Festigkeit des gewöhnlichen Erdreiches $(g = 0·1)$ besitzt, so kann die eben angegebene Formel nur für den Fall genügen, wenn auch die Mine im gewöhnlichen Erdreiche liegt. Ist dieß aber nicht der Fall, so muß die Verdämmung länger oder kürzer sein, wenn das Erdreich einen größeren, respective kleineren Ladungscoëfficienten als $g = 0·1$ hat. Man wird daher jene Formel mit einem diesem Unterschiede der Ladungscoëfficienten entsprechenden Verhältnisse multipliciren müssen.

Dieses Verhältniß ist $\sqrt[3]{\frac{g_1}{g}} = \sqrt[3]{\frac{g_1}{0·1}}$, wobei g_1 der Ladungscoëfficient des Erdreiches ist, in welchem die Mine liegt, und $g = 0.1$ den Ladungscoëfficienten der Verdämmung bedeutet.

Die Länge der Verdämmung wird daher allgemein durch die Formel

$$\text{Gl. F)} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad V = w \sqrt[3]{\frac{g_1}{0·1}(1 + 4 n^3)}$$

ausgedrückt.

Würde man z. B. eine gleichseitige Mine $n = 1$ im Felsen $g_1 = 0·2$ mit einer k. W. L. $= 10$ Fuß anlegen, so würde die Ladung $L = g w^3 = 0.2 \times 10^3 = 200$ ℔ hierzu nöthig sein.

Die Verdämmungslänge V würde betragen

$$V = w \sqrt[3]{\frac{0·2}{0·1}(1 + 4 n^3)} = 10 \sqrt[3]{\frac{0·2}{0·1}(1 + 4)} =$$

$$= 10 \sqrt[3]{10} = 10 \times 2·1544 = 21·544 \text{ Fuß.}$$

Wäre die Verdämmung aus festgestampftem Lehm hergestellt, dessen Ladungscoëfficient $g = 0\cdot15$ beträgt, so würde die Verdämmungslänge

$$V = w \sqrt[3]{\frac{0\cdot2}{0\cdot15}(1 + 4\,n^3)} = 10\sqrt[3]{1\cdot333 \times 5} =$$

$$= 10\sqrt[3]{6\cdot666} = 10 \times 1\cdot88 = 18\cdot8$$ Fuß betragen müssen.

Würde an Verdämmung abgehen, d. h. wäre der Gang nicht 21·554 Fuß (resp. 18·8 Fuß) lang, so müßte die abgängige Verdämmung durch eine Ladungsvermehrung ersetzt werden, damit die Wirkung der Mine unverändert bliebe. Ginge z. B. $^2/_5$ der Verdämmung ab, so vermehrt man die Ladung um eben so viel, d. h. die Ladung der Mine wird dann $= 200 + \frac{2}{5}\,200 = 280$ ℔ betragen müssen. Die Ladungsvermehrung wird nämlich nach der empirischen Regel vorgenommen, daß die Ladung um das so Vielfache vermehrt werden muß als der wievielte Theil der Verdämmung abgeht. Geht z. B. $^1/_4$, $^1/_3$, $^1/_2$ u. s. w. der Verdämmung ab, so wird die Ladung um $^1/_4$, $^1/_3$, $^1/_2$ u. s. w. vermehrt.

k. Das Gesetz der Gasausströmung nach der Richtung der k. W. L. und der Wurf der Garbe.

Tagt eine Mine, so findet bekanntlich ein Auswurf des Trichters (Minengarbe) statt, wobei Gase nach der Richtung des Ausbruches ausströmen.

Die theoretischen und empirischen Untersuchungen über diese Erscheinung haben uns gelehrt, daß die ausbrechenden Gase nicht mehr zur unterirdischen Wirkung verwendet werden, sondern blos zum Wurfe der Garbe dienen. Die Erde des Trichters, welche durch die vorausgegangene Wellenbewegung die Tendenz einer radialen Bewegung erhalten hat, wird durch die ausströmenden Gase beim Ausbruche erfaßt und emporgeschleudert, so zwar daß dieser Wurf vom Stoßpunkte beginnt und, obwohl sehr schnell, doch nur successiv gegen den Trichterrand fortschreitet. Die Erde wird in den Richtungen geworfen, welche man sich vom Kammermittelpunkte auf die Trichterfläche gezogen denken kann. Der heftigste Ausbruch erfolgt nach der Richtung der k. W. L. selbst, und ist somit diese Linie diejenige, in welcher die Garbe am höchsten geworfen wird, während die Wurfkraft in den Richtungen gegen den

Trichterrand abnimmt. Die Garbenhöhe wird demnach nur aus der Kraft berechnet werden können, welche auf die k. W. L. entfällt, und welche einen Theil der ausströmenden Gase ausmacht. Es ist deßhalb wichtig, das Gesetz der Gasausströmung zu wissen. Wir haben in unserer Minentheorie diese Rechnung durchgeführt, allein wir halten in dieser Schrift es für unwichtig, diese Betrachtungen auszuführen. Es sei uns nur gestattet, den Zusammenhang der Dinge mit wenig Worten erklärt zu haben.

Eben so wie die Höhe der Garbe aus dem Krafttheile der ausströmenden Gase berechnet wird, welcher für die Richtung der k. W. L. entfällt, so kann man auch den Streuungskreis aus dem Strahle des weitesten Wurfes berechnen. Denkt man sich nämlich im Trichter vom Mittelpunkte der Ladung die Wurfstrahlen gezogen, so bildet die Richtung der k. W. L. wohl jenen Strahl, in welchem die Garbe am höchsten geworfen wird, allein die Wurfweite desselben ist gleich Null. Eben so hat der Wurfstrahl, welcher zum Trichterrand gezogen wird, keine Wurfweite, weil in dieser Linie kein Wurf mehr stattfindet. Es wird daher zwischen der k. W. L. und der Mantellinie des Trichterkegels ein Strahl liegen müssen, der am weitesten wirft. Kennt man das Gesetz der Gasausströmung und das Gesetz der Abnahme der werfenden Kraft gegen den Trichterrand, so hält es nicht so schwer, den schiefen Wurfstrahl zu bestimmen, welcher am weitesten wirft, und aus der Kraft, welche auf ihn entfällt, den Streuungskreis zu berechnen.

Wir halten es nicht für nöthig, diese Berechnungen hier durchzuführen, weil ihr Nutzen blos der Minirkunst zu statten kommt.

IV.

Die Wirkung des Pulvers im schießbaren Gesteine.

Unser geneigter Leser, welcher der im vorigen Capitel vorgetragenen Lehre der Wellenbewegung aufmerksam gefolgt ist, wird bereits die Parallelen dieses Bewegungszustandes in lockerer Erde und im schießbaren Gesteine gezogen haben, und uns dadurch schon zuvorgekommen sein.

Vor Allem wird es nöthig sein, den Unterschied dieser beiden Medien in ihren Eigenschaften zu bezeichnen, um bei beiden die Wirkung der Pulverkraft in gehörigen Einklang zu bringen. Während nämlich alle Erdgattungen als lose gefügte und zusammengeschwemmte Gesteinstrümmer nur eine sehr geringe Festigkeit und Elasticität, hingegen aber eine große Comprimirbarkeit besitzen, sind alle schießbaren Gesteine feste Körper, deren Zusammenhang durch die Cohäsionskraft fest und innig gelagerter Moleküle bewirkt wird. Es haben daher feste Gesteine die entgegengesetzten Eigenschaften von lockerer Erde, indem sie eine bedeutende Festigkeit und Elasticität, sowie wegen dieser Eigenschaften und wegen des Mangels an Pores mit wenigen Ausnahmen im praktischen Sinne gar keine Comprimirbarkeit zeigen. Je weicher und poröser aber Gesteine sind, desto mehr nähern sie sich in Bezug auf die Pulverwirkung den Erdgattungen.

Sehen wir von der Ungleichartigkeit, sowie von der geschichteten und abgesonderten Lagerung der Gesteine ab, und denken wir uns ein compactes Gestein, in dessen Innerem eine Pulverladung eingeschlossen und gezündet wird, so müssen wir uns bekennen, daß kein Grund vorhanden ist, warum die Wellenbewegung nicht in denselben Gesetzen vor sich gehen sollte, wie in der Erde. Die Unterschiede, welche stattfinden, sind nur nebensächliche, und finden in der Verschiedenheit der Eigenschaften der Medien ihren Grund.

So ist als bestimmt anzunehmen, daß im festen Gesteine kein innerer Schub der Massatheilchen und keine Bildung einer Compressionskugel möglich ist. Es werden blos immer intensivere Schwingungen der Moleküle gedacht werden können, ohne daß dieselben in eine radiale Fortbewegung überzugehen vermögen. Ob nun das feste Gestein dennoch soviel Zusammendrückung erlaubt, daß eine Bildung und ein Fortschreiten der trennenden Welle von Innen heraus, oder erst beim Tagen dieser Welle von Außen gegen das Innere statthabe, ist unseres unmaßgeblichen Erachtens ganz gleichgültig.

Immerhin bleibt das Gesetz der Wellenfolge in wachsender Intensität aufrecht, und behalten die mathematischen Betrachtungen des vorigen Capitels ihre ganze Gültigkeit. Nur werden wegen der bedeutenden Elasticität des Gesteins die numerischen Werthe des Wellenfolgegesetzes größer als wie bei der comprimirbaren Erde sein, woraus der Schluß folgt, daß ein kürzer und stärker wirkendes Pul-

ver für den richtigen dynamischen Effect des Trennens entsprechender sein dürfte.

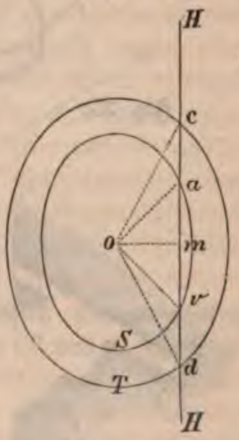
Von einer unterirdischen Wirkung ist im festen und compacten Gestein selbstverständlich keine Rede. Die Form der Wellen wird, in solange sie nicht tagen, die der Kugel sein, und bemüht sich Fig. 22 den Wellenbewegungszustand in dem Stadium zu zeigen, wo die Trennungswelle T den Horizont berührt, während die intensiveren Sprengwellen S nachfolgen.

Tagen jedoch die Wellen (Fig. 23), so wird eine Formveränderung derselben in Ellipsoide wegen des weichenden Widerstandes

Fig. 22.



Fig. 23.



nach oben möglich, und sind wir aus der analogen Erscheinung auf dem Gebiete der Minirkunst zu dieser Annahme bemüssigt.

Ist das Gestein zwar compact, aber inhomogen (ein Fall der in der Natur wohl ohne Ausnahme immer stattfindet), so weichen die Wellenformen selbstverständlich von den theoretischen ab; aber auf alle Fälle bleiben die letzteren dennoch die Grundlage der hierhergehörigen Anschauungen.

Tagt die Trennungswelle (Fig. 23), so wird im compacten Gesteine ein Trennungskegel c o d herausgerissen werden. Die Formen, welche die Sprengwirkung in solchen Fällen zeigen, sind sehr vielfältige, und bemühen sich die Figuren 24, 25 und 26 die hauptsächlichsten Sprengwirkungen bei einer freien Fläche darzustellen. Es ist wohl klar, daß bei einer richtigen Ladung des Bohrloches der

Fig. 24.

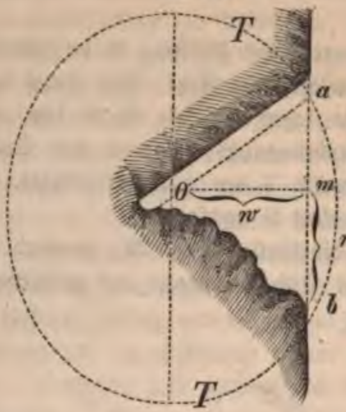


Fig. 25.



Fig. 26.



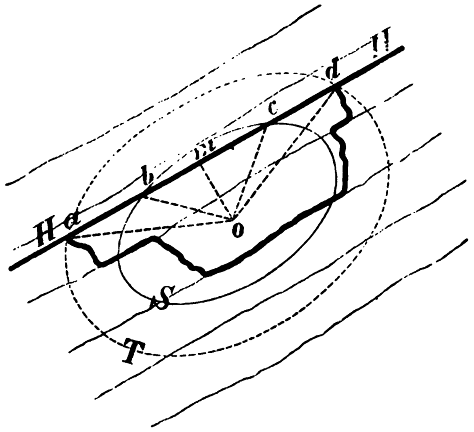
theoretische Trennungskegel a o b (Fig. 24) geworfen werden muß, während im Gegentheile bei einer schlecht angebrachten und unrichtig geladenen ein Pulversack stehen bleiben kann (Fig 25).

In sehr porösen Gesteinen, wie z. B. im Quadersandsteine, welcher sich den lockeren Erdmedien sehr nähert, wird die Sprengform eine glockenförmige (Fig. 26) werden, wie wir dieß, wie schon bemerkt, durch viele Versuche bestätigt gefunden haben.

Ist das Gestein geschichtet (Fig. 27), so ist eine elliptischere Ausbreitung der Wirkung eine leicht erklärbare Sache, sowie durch

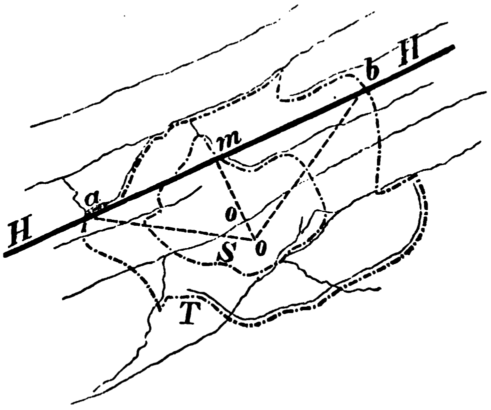
das Eindringen der Pulvergase in die natürlichen Risse ein ausgebreiteteres Abheben des Gesteines erfolgen muß. Indem die Wellenbildung nach allen Seiten erfolgt, so ist wohl klar, daß die Erschütterung nach rückwärts in solchen Fällen eine Rückenwirkung hervorbringen wird, und zeigt Fig. 27 den ungefähren Sprengkörper des Schusses bei tagenden Wellen.

Fig. 27.



Ist das Gestein unregelmäßig zerklüftet, oder abgesondert gelagert, so sind die Formen der Wellen (T und S Fig. 28) auch

Fig. 28.



diesem angemessen, und wenn der Schuß tagt, wird ein Sprengkörper von unregelmäßiger Form abgehoben.

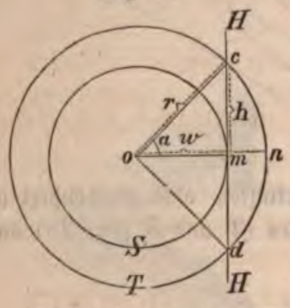
Je mehr die Wellen tagen, desto kräftiger wird der Schuß wirken, aber auch desto vehementer ausbrechen und das losgerissene Gestein weiter schleudern.

Im Ganzen ist ein Bohrschuß nichts anderes als eine kleine Mine, welche nach denselben Gesetzen wirkt, wie eine große. Zwischen Erdminen und Bohrschüssen ist nur der bedeutsame Unterschied in der Wirkung hervorzuheben, daß in der lockeren Erde die erste Sprengwelle den Trichterrand und die unterirdische Wirkung begrenzt, während im Gestein die Trennungswelle jene ist, welche die Wirkung einschließt.

V.

Der Normalschuß.

Fig. 29.



Der Zweck eines Bohrschusses besteht in der bloßen Trennung des Gesteins mit möglichster Vermeidung eines Wurfes.

Wir unterscheiden sonach Spreng- und Trennungsschüsse. obschon man im gebräuchlichen Ausdrucke blos im Allgemeinen von Sprengschüssen spricht.

Soll bei einem Schusse ein Wurf vermieden werden, so darf die Sprengwelle S (Fig. 29) blos den Horizont HH tangiren, während die vorausgeeilte Trennungswelle T tagt, und den Trennungskegel cod wirft. Es wird nun von der Entfernung mn abhängen, wie groß der ausgesprengte Kegel sein kann. Im Allgemeinen dürfte anzunehmen sein, daß die erste Sprengwelle S der Trennungswelle T so gering entfernt nachfolgt, daß man, um einen genügenden Kegel zu erzielen, die Sprengwelle wird tagen lassen müssen. Ein Wurf ist deßhalb auch bei dem regelrechtesten (guten) Schusse um so weniger zu vermeiden, als man anderseits auch aus Analogie der Minenwirkung wird annehmen müssen, daß beim Tagen des Schusses ein Theil der Gase ausströmt, und daß deren Kraft blos zum Wurfe des ausgesprengten Gesteines (Garbe) verwendet werden kann.

Ein Schuß ohne verhältnißmäßigen Wurf kann eben sowenig ein gut wirkender sein, als ein überladener.

Es wird sich vor allem darum handeln, theoretisch festzusetzen, wie groß der Sprengkörper c o d (Fig. 29) sein muß, damit man den Schuß einen gutwirkenden oder n o r m a l e n nennen kann.

Zu diesem Behufe untersucht man, bei welchem Winkel α der Trennungskörper c o d ein Maximum ist, wenn d i e s e l b e Trennungskugel T fest, und die freie Fläche H H in der Richtung der k. W. L. von n gegen o bewegt gedacht wird.

Der Körperinhalt des Kegels c o d ist als eine Function von w dargestellt.

$$K = \frac{\pi}{3} r^3 \sin.\alpha \cos.\alpha$$

Daraus ergibt sich als erste abgeleitete Function

$$\frac{\delta K}{\delta \alpha} = \frac{\pi r^3}{3} \left(\cos.\alpha \frac{\delta \sin.\alpha}{\delta \alpha} + \sin.\alpha \frac{\delta \cos.\alpha}{\delta \alpha} \right)$$

$$\frac{\delta K}{\delta \alpha} = \frac{\pi r^3}{3} (\cos.^2\alpha - \sin.^2\alpha)$$

Setzt man die erste abgeleitete Function gleich o, so erhält man

$$\cos.^2\alpha - \sin.^2\alpha = o$$

$$\cos.^2\alpha = \sin.^2\alpha$$

Diese Gleichung findet nur dann statt, wenn $\alpha = 45^0$ ist.

Bildet man von K die 2. abgeleitete Function

$$\frac{\delta^2 K}{(\delta \alpha)^2} = \frac{\pi r^3}{3} \left(\frac{\delta \cos.^2\alpha}{\delta \alpha} - \frac{\delta \sin.^2\alpha}{\delta \alpha} \right)$$

$$= \frac{\pi r^3}{3} \left(2 \cos.\alpha \frac{\delta \cos.\alpha}{\delta \alpha} - 2 \sin.\alpha \frac{\delta \sin.\alpha}{\delta \alpha} \right)$$

$$= \frac{2 \pi r^3}{3} (- \cos.\alpha \sin.\alpha - \sin.\alpha \cos.\alpha)$$

$$= - \frac{4 \pi r^3}{3} \sin.\alpha \cos.\alpha$$

Setzt man in diese 2. abgeleitete Function das oben gefundene Resultat von α, so wird ihr Werth stets negativ sein, weil sin. α und cos. α für $\alpha = 45^0$ beide positiv sind, und somit ist K für $\alpha = 45^0$ ein Maximum.

Der g l e i c h s e i t i g e Schuß wirft daher den größten Sprengkörper, und wird es daher dieser Schuß sein müssen, welcher in der Praxis der normale zu sein hat. Daß dieser Schuß leider immer

einen gewissen Wurf mit sich bringt, ist eine unabänderliche Sache, und kann bei compactem Gestein kein Schuß ohne Wurf gedacht werden. Nur bei geschichtetem und abgesondertem oder zerklüftetem Gestein ist es denkbar, eine gute Gesteinsgewinnung ohne erheblichen Wurf zu erzielen; allein dieser Fall gehört eben so wenig in die exclusiv theoretische Festsetzung des normalen Schusses, als wie anderseits der Fall eines Schusses bei mehreren freien Flächen. Es ist nämlich wohl klar, daß jeder Häuer dem Schusse mehrere freie Flächen zu schaffen trachten wird, damit die Wirkung nach mehreren Seiten, also eine ergiebigere sei; allein in die hier aufzusuchende Bestimmung kann nur der normale Schuß im compacten Gesteine mit bloß einer freien Fläche gerechnet werden, wenn gleich dieser Fall in der Praxis höchst selten vorkommt.

Die Wichtigkeit eines solchen Normalschusses liegt auf der Hand, da er nicht allein die größte Gesteinswirkung bei einer freien Fläche bezweckt, sondern weil er auch die Wirkung auf jene Maßeinheit zurückführt, welche zur Vergleichung der Wirkungen unbedingt nöthig ist. Nur mit der Zugrundelegung einer normalen Einheitswirkung ist man im Stande, feste Regeln zu bestimmen, nach welchen der Schuß angelegt, geladen, besetzt und gezündet werden soll. Auch ist es klar, daß der Mangel einer solchen Annahme einen großen Antheil an der Stagnation der Sprengarbeit hat. Die beste Sprengtheorie muß endlich beim praktischen Gebrauche scheitern, wenn man keinen Werthmesser für die Wirkung besitzt, und ist die Annahme einer normalen Wirkung ebenso wichtig, wie überhaupt die Einheit für jede Art von Messung. Am deutlichsten sieht man die guten Folgen einer solchen Annahme in der Minirkunst, und wir glauben, daß dieser Umstand ein wesentlicher Factor des größeren Fortschrittes dieser Wissenschaft gewesen ist.

Will man aus der Wirkung eines Schusses ersehen, ob er ein Normalschuß sei, so wird man sich vorher die genaue k. W. L. und nach der Wirkung den Trichterkreis erheben müssen, eine Vornahme, welche keiner Instruction bedarf.

Es würde von uns eine Lächerlichkeit sein, zu fordern, daß bei jedem Schusse ein solches Verfahren angewendet werde; denn der hierzu nöthige Zeitaufwand, die halbe Unmöglichkeit, in geschichtetem, geklüftetem oder abgesondertem Gesteine solches zu be-

ginnen, und endlich die sehr selten vorkommende Anlage eines Schusses mit nur einer freien Fläche im compacten Gesteine, setzen der grafischen Bestimmung des Normalschusses die eingeengtesten Grenzen. Für die Praxis des Häuers liegt es genügend in dessen Gefühle zu beurtheilen, ob der Schuß gut gewirkt habe. Allein, wenn es sich darum handelt, Proben anzustellen, die zu irgend einer Sprengregel führen sollen, so wird es unvermeidlich bleiben, nur Normalschüsse mit einer freien Fläche und in compacten und homogenen Gesteinen anzulegen, weil nur auf solche Weise comparative Versuche nützlich zu werden vermögen.

VI.

Das Entwicklungsgesetz der Ladung.

Das Gesetz der Wellenfolge, dessen einzelne Glieder für jedes andere Medium einen andern Werth haben, bezeichnet jenes Gesetz, in welchem eine Ladung entwickelt werden müßte, wenn einerseits kein Stocken der Bewegung, oder anderseits kein Kraftverlust an der Angriffsfläche stattfinden soll.

In welcher Weise sich die Kraft der Pulverladung entwickelt, ist uns nicht bekannt; aber wir wissen doch so viel, daß wir verschiedene Pulversorten anwenden, und jede innerhalb gewisser Grenzen unterschiedlich verbrennen können. Erlaubt uns diese Kenntniß einerseits eine günstige Verwerthung der Kraft einzuleiten, so tritt dem anderseits die unabänderliche Gewißheit entgegen, daß nach den vorgenommenen Untersuchungen des k. k. Artill. Obstl. Franz Ritter von Uchatius die Pulverkraft in keinem so schwach und stetigen Gesetze sich entwickelt, als es das Gesetz der Wellenfolge erfordern würde, um ohne Kraftverschwendung das Ideal zu erreichen. Indem besonders der erste Stoß ein sehr vehementer ist, erscheint ein Kraftverlust an der Angriffsfläche unvermeidlich; aber er muß so viel als möglich vermieden werden. Es wird daher die Hauptaufgabe der Praxis darin bestehen, das Entwicungsgesetz g, welches eine Mine oder ein Schuß für seine reelle Wirkung erfordert, innerhalb der Entwicklungszeit t mit möglichst wenig Kraftverlust zu erreichen. Die Elemente für diese Erstrebung sind: die Stärke

des Pulvers, die Größe der Ladung und die Art und Weise ihrer Anlage, Abschließung und Verbrennung.

Diese dargelegten Grundsätze ermöglichen die Erklärung der verschiedenen Erfahrungen und die oft unerklärbaren und verwirrenden Ergebnisse im Gebiete der Sprengarbeit.

Wir glauben nicht weitschweifig zu werden, wenn wir einige wichtige solche Fälle besprechen, und zeigen, worin die scheinbaren Irrlichter bestehen, welche manchen Praktiker irregeführt, und Veranlassung zu verschiedenen Anempfehlungen irgend eines einzelnen vorzüglichen Mittels für eine gute Sprengwirkung gegeben haben.

a) Die Erfahrung constatirt, daß für Erdgattungen das sogenannte Minenpulver, welches 40° auf der Wagner'schen Hebelprobe schlägt, das beste sei, während anderseits für schießbare Gesteine das Doppel-Sprengpulver des Freiberger Reviers, das 60 bis 80° schlägt, mit Vorzug verwendet wird. Dieses Ergebniß ist damit erklärbar, daß die Wirkungswellen das comprimirbare und wenig elastische Erdmedium langsamer und mit größerem Kraftverluste durchschreiten, weßhalb für diese Mittel ein langsamer verbrennendes (grobkörniges) und schwächeres Pulver nothwendig ist. Bei festen Gesteinen findet das Gegentheil statt. Allein, wenn es auch wünschenswerth ist, ein kräftigeres Pulver für schießbare Gesteine zu gebrauchen, darf doch nicht außer Acht gelassen werden, daß es grobkörnig sei, da sodann die Verbrennung längere Zeit beansprucht, und grobe Körner die Möglichkeit vermehren, die Verbrennung moduliren zu können.

b) Zu schwaches und schlechtes Sprengpulver gibt eine schlechte Wirkung, weil wohl möglich die nöthige Entwicklungszeit vorhanden sein, aber das Gesetz der Wellenfolge nicht erreicht werden kann, ein Umstand, welcher ein Stocken der Wellenbewegung mit sich bringt.

c) Zu starkes Pulver (oder ein Sprengpräparat) macht ebenfalls eine schlechte Wirkung, weil die nöthige Entwicklungszeit abgeht.

d) Todte Beimengungen, wie z. B. Sägespäne u. s. w. zum Pulver wirken bei schwachem Pulver schlecht, während sie bei starkem nützlich werden. Indem nämlich diese Beimengungen die Verbrennung hemmen, ist es erklärbar, daß diese verschiedenen Wirkungen vorkommen müssen.

e) Knallpräparate haben keine gute dynamische Wirkung. Ihre heftige Detonirung, welche stoßartig wirkt und eines nachhaltenden Druckes entbehrt, bringt es mit sich, daß blos die Angriffsfläche zertrümmert. Diese Präparate, wie z. B. Schießwolle, sind wegen ihrer heftigen Zersetzung vorzüglich zum Zerbersten schwacher Hüllen (Bomben rc.) und zu Zerstörungen von freistehenden Mauern, Palissaden, Holzwerk u. s. w. verwendbar, weil in solchen Fällen die Ladung keine oder wenig Verdämmung hat, und die sehr heftig angegriffene Luft einen großen Widerstand leistet, welcher der beabsichtigten Zerstörung zu Gute kommt. Nichts destoweniger kann Schießwolle bei langsamer Verbrennung und künstlicher Anlage, welche eine dynamische Wirkung ermöglicht, recht brauchbar gemacht werden. Hiervon werden wir in einem späteren Capitel ausführlicher sprechen.

f) Die Ladetafel zeigt für verschiedene Medien sehr unterschiedliche Ladungscoëfficienten, und erweist, daß zur Erzeugung der gleichen ober- und unterirdischen Wirkung verschiedene Ladungen von demselben Pulver benöthigt werden. So z. B. benöthigt eine 10 Fuß tiefe gleichseitige Mine im lockeren Wellsand 138 Pfund, während für gewöhnliches Erdreich zur gleichen Wirkung 100 Pfd. hinreichen, obschon dieses letztere Mittel fester ist. Der größere Kraftverlust bei der Bildung und Fortpflanzung der Wellen im lockeren Sande erkärt diese Erscheinung.

Eine größere Festigkeit, innigeren Zusammenhang und andererseits eine, einen großen Kraftverlust bedingende Comprimirbarkeit eines lockern und grobkörnigen Mittels bedingen die verschiedenartigen Werthe des Entwicklungsgesetzes, und sonach auch die unterschiedlichen nöthigen Ladungen zu dessen Erreichung.

g) Der praktische Bergmann constatirt die Erfahrung, daß im zähen Gesteine weite, im spröden hingegen enge Bohrlöcher besser werfen, und erklärt er sich dieses Ergebniß nicht unrichtig damit, daß ein weites Loch mehr Pulver als ein enges faßt. Wenn wir jedoch tiefer eindringen, spricht diese Erfahrung für die Nothwendigkeit einer größern Ladung für spröde Gesteine. Würde die Festigkeit des spröden und jene des zähen Gesteines gleich gedacht, was man so ziemlich annehmen darf, so ist klar, daß das erstere wegen seiner geringeren Elasticität eine längere Ausdauer der Kraft benöthigt, um das Gesetz der Wellenfolge zu erfüllen, und kann

dieß mit demselben Pulver nur durch eine größere Ladung erzweckt werden.

Wir wollen unsere Erklärungsversuche schließen, um den gütigen Leser nicht zu sehr zu ermüden. Aber es ist offenbar, daß es keinen Fall der Praxis geben kann, welcher auf der eingeschlagenen Basis nicht erklärt werden könnte, und daß anderseits durch die Basirung auf diese Gründe gewiß nur ein guter Nutzen in Aussicht gestellt werden darf. Häufig kommen in der Sprengarbeit Resultate vor, deren einzelne Factoren entgegengesetzte Wirkungen bedingen, und entstehen dadurch Widersprüche und Verwirrungen. In diesen Fällen handelt es sich vornehmlich um die richtige Auffindung der vorwiegenden Ursachen, und diese sind es, welche wir mit unseren Grundsätzen leicht aufzufinden vermeinen können.

VII.

Mittel der vollen Verwerthung der Pulverladung.

Die Kraft einer Pulverladung ist dann voll verwerthet worden, wenn man deren größte Relativkraft, oder das Kraftmaximum des gegebenen Falles erreicht (siehe Cap. I).

Es würde daher jeder Kunstgriff aufzubieten sein, die Pulverladung *so abgeschlossen und so plötzlich als möglich* zu verbrennen, um ihre höchste Kraft zu erzielen.

Anderseits aber muß die Entwicklung der Gase (Kraft) auch dem Medium entsprechend bleiben, d. h. das Entwicklungsgesetz eingehalten werden (siehe Cap. III und VI).

Würde man daher zu starke Sprengpräparate (wie z. B. Jagdpulver, Schießbaumwolle u. s. f.) gebrauchen, so wären im Gegentheile Kunstgriffe anzuwenden, um die Ladung langsamer zu verbrennen, die ersten Angriffsstöße zu mildern, so wie einen nachhaltenden Druck künstlich zu schaffen, und zwar um so mehr, je brisanter das Präparat ist. Eine solche Behandlung des Präparates ist aber nichts Anderes als eine *Herabdrückung* der Kraft desselben, welche im Gegensatze zu ihrer vollen Ausnutzung steht. Sie würde nur dann zu empfehlen sein, wenn *trotzdem* das Präparat *billiger* zu stehen käme.

Würde aber die Ladung aus ordinärem Sprengpulver bestehen, wie dieß in der Regel der Fall ist, so wären alle Maßregeln für eine raschere Verbrennung zu treffen, u. z. in einem um so höheren Grade, je schwächer das Pulver und je fester das Gestein ist.

Allein in beiden Richtungen (der Potenzirung schwacher Präparate einerseits und der Herabdrückung starker anderseits) sind gewisse Grenzen gesetzt. Trotz aller Künstlichkeit wird man über einen gewissen Grad weder zu schwache, noch anderseits zu starke Präparate verwendbar machen können, da ja die Entwicklung der Ladung dem Medium entsprechen muß.

So viel läßt sich jedoch leicht einsehen, daß der wahrhaft größte Nutzeffect aus einer Ladung nur durch eine kunstfertige schnelle Verbrennung gezogen werden kann, — es also ökonomischer und rationeller sein wird, ein schwächeres (und überdieß auch billigeres) Pulver in der Regel allem Andern vorzuziehen. Dieses Pulver ist das ordinäre Sprengpulver, welches überdieß durch sein grobes Korn den Vortheil einer modulirbaren Entwicklung darbietet.

Es bleibt daher unsere Ansicht, eine Hauptpointe der rationellen Sprengarbeit darin zu suchen, das ordinäre Sprengpulver durch entsprechende Mittel in einem höhern Grade, als bis jetzt üblich gewesen, auszunützen. Diese Mittel führen gleichzeitig zu den Regeln über die Anlage und Verbrennung der Ladung, welche ihrer Wichtigkeit wegen in besonderen Capiteln nachfolgend behandelt werden.

Gleichwohl wird eine Theorie nicht verabsäumen dürfen, auch auf die Mittel der Milderung und Herabdrückung starker und brisanter Präparate aufmerksam zu machen, und wenn wir darüber in dieser Schrift, welche vorwiegend dem entgegengesetzten Streben gewidmet ist, auch keine eigene Regeln neben einander stellen, so wird der gütige Leser dennoch das Gewünschte in dem Ganzen aufzufinden vermögen.

VIII.

Die Zündung der Ladung.

a. Der Zündpunkt der Ladung.

Die hier anzustellende Betrachtung bezieht sich auf die Bestimmung, welche Lage des Zündpunktes die zweckmäßigste sei, einerseits, damit die Ladung schnell zersetzt, anderseits aber auch, damit während der Verbrennungszeit successive immer größere Gasmengen entwickelt werden, um auf diese Weise nicht allein die ergiebigste Kraft zu erzielen, sondern auch dem stetig wachsenden Gesetze der Wellenfolge zu entsprechen.

Wäre die Form der Ladung eine Kugel (Fig. 30), und würde sie in dem Mittelpunkte o entzündet, so wird offenbar den obigen theoretischen Bedingungen am besten entsprochen. Die Feuerstrahlen legen hier nämlich gleich große Wege (d. i. gleich dem Kugelhalbmesser) zurück, und es verbrennen successive größere Pulvermengen (Kugelzonen), weßhalb auch die Ladung nicht blos am schnellsten verbrennt, sondern auch in einem schärfern und stetig steigenden Gesetze bis zu Ende entwickelt wird. Durch eine andere Lage des Zündpunktes würde diese günstige Entwicklung der Kraft nicht erzielt werden. Denn läge z. B. der Zündpunkt c (Fig. 31) an der Peripherie, und deuten die concentrischen Kreise der Figur die

Fig. 30.



Fig. 31.



Pulvermengen (Kugelzonenstücke) an, welche allmählig verbrennen, so ist klar, daß der Feuerstrahl einen längeren Weg als früher zurückzulegen hat, und daß die Gasentwicklung gegen das Ende der Verbrennung wieder abnimmt.

Fig. 32.



Fig. 33.



Wäre die Form der Ladung cylindrisch, wie dieß bei Bohrlöchern beinahe ausschließlich der Fall ist, so machen die Figuren 32 und 33 deutlich ersichtlich, daß die beste Lage des Zündpunktes o

Fig. 34.



Fig. 35.

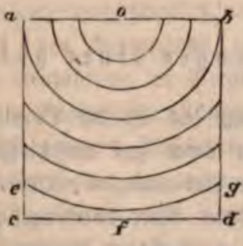
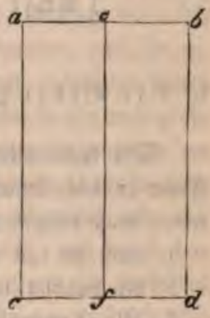


Fig. 36.



in der Mitte ist, sowie auch ohne weitere Erklärung die folgenden Figuren 34 und 35 ersehen lassen, daß für die günstigere Kraftentwicklung der Cilinder, dessen Höhe gleich dem Durchmesser ist, vorzuziehen sei.

So klein auch immer die Ladung eines Schusses sein mag, so ist dennoch durch die Erfahrung hinlänglich bewiesen, daß die beste Lage des Zündpunktes in der Mitte sei, denn alle jene Schüsse, welche bei dieser Anlage mittelst Elektricität entzündet werden, geben ohne Widerrede einen bessern Effect. Noch deutlicher aber beweisen diese Erscheinung größere, d. i. Minenladungen.

Würde man im Stande sein, eine cylindrische Ladung in der Länge ihrer ganzen Achse e f (Fig. 36) auf einmal zu entzünden,

so ist nach den bekannten Grundsätzen der Verbrennung des Pulvers zweifellos, daß bei dieser Entzündungsweise die Verbrennungszeit nicht nur auf ein Minimum beschränkt wird, sondern auch bis zu Ende größere Pulvermengen zersetzt werden. Unter allen Methoden würde daher die Entzündung der Ladung mit der Zündlinie sich am meisten empfehlen, um so mehr, als dieselbe Pulvermenge statt in einer Kugel in einem Cylinder untergebracht, der Durchmesser des letzteren offenbar kleiner als der der Kugel wird sein müssen, weßhalb auch der Feuerstrahl beim in der Seele entzündeten Cylinder einen kleineren Weg zurücklegt.

Aus diesen Betrachtungen entspringt die I. Regel:

Regel I. { daß die Zündung einer cylindrischen Ladung an einem Ende vermieden, und in ihrer Mitte, oder noch besser (besonders bei schwachem Geböhr) in der ganzen Länge ihrer Achse als Zündlinie bewirkt werden soll.

b. Die Bedingungen einer guten Feuerleitung.

Die Feuerleitung, das ist die Vorrichtung, mit welcher das Feuer in das Innere einer gut verschlossenen Ladung übertragen wird, muß folgenden Bedingungen entsprechen:

1. muß sie das Feuer sicher übertragen;
2. die Ladung im gewünschten Punkte entzünden;
3. alle Gasausströmungen durch die Zündspur vermeiden;
4. den Besatz während der Feuerübertragung nicht schwächen oder beschädigen;
5. sehr handsam sein, und beim Besetzen nicht verletzt werden können;
6. das Besetzen gefahrlos machen;
7. gestanklos, und
8. billig sein.

Wir werden nun, gestützt auf diese Anforderungen die Zündungsweisen der Schüsse besprechen, und übergehen die älteren Methoden mittelst des Schwefelmännchens, des Rohrbrandels, des Strohhalmes u. s. w., überhaupt jene, welche den Gebrauch der unter allen Umständen verwerflichen (weil gefährlichen) Raumnadel

bedingen, weil wir voraussetzen, daß jeder einsichtsvolle Bergingenieur, welchem die Natur, Wirkungsweise und Gefährlichkeit des Schießpulvers nicht fremd ist, und welcher besonders den sehr schädlichen Einfluß der Gasansströmungen durch die Zündspur (beim Gebrauche der Raumnadel) auf die Sprengwirkung zu schätzen weiß, alle ältern Zündweisen in ihrem Principe verwerfen muß. Wir besprechen daher nur die Zündmethoden mittelst der Sicherheitsschnüre und der Elektricität. Endlich fügen wir am Schlusse einen Vorschlag zur Verwirklichung der Zündlinie hinzu.

c. Die Zündung mit den Sicherheitsschnüren.

Bekanntlich hat sich Bickford ein bleibendes Verdienst durch seine Erfindung der Sicherheitszündschnur erworben, da durch sie die Entfernung der Raumnadel und damit auch ein gefahrloses Besetzen der Schüsse ermöglicht wurde. Seither wird die Sicherheitszündschnur beinahe ausschließlich verwendet, weil sie zudem noch den Vortheil des Vermeidens einer Zündspur bietet. Allein ihrer allgemeinen Einführung im Bergbaue stehen noch große Nachtheile entgegen. Die Bickford'sche Zündschnur ist nämlich zur Abhaltung der Feuchtigkeit getheert. Abgesehen davon, daß sie hierdurch eine übermäßige Steifigkeit hat, die ein Brechen und eine etwas unvorsichtige Mißhandlung nicht verträgt, daß durch das Theeren die Schnur stellenweise ersäuft ist und stockt, so verbreitet sie insbesondere einen so großen ätzenden Qualm, daß die Gesundheit des Häuers im hohen Grade gefährdet ist, und eine sehr theuere Grubenventilation und Wartezeit des Bergmannes vor Ort herbeigeführt wird.

Der Verfasser hat es sich daher angelegen sein lassen eine Zündschnur zu construiren, welche in vollkommenster Weise die Uibelstände der Bickfordschnur vermeidet. Da es uns selbst nicht zusteht, dieses patentirte Fabrikat zu loben, so erlauben wir uns blos auf die erhaltenen Belobungen zu verweisen, welche das Fabrikat von verschiedenen Seiten erhalten hat. Diese verbesserte gestanklose Rziha'sche Sicherheitszündschnur bietet bei gleichem Preise mit der Bickford'schen noch den Vortheil einer vollkommenen sicheren Entzündung, verträgt jede noch so üble Behandlung, wie

dieß die Schemnitzer k. k. Bergdirection lobend hervorhebt, und kann in Knäueln zu 25 Fuß gewickelt in der Tasche der Kleidung des Häuers getragen werden. Die Vortheile der Schnur gegenüber der Bickford'schen sowie ihre Gebrauchsweise werden in einer gedruckten Broschüre hervorgehoben, welche der Fabrikant den Herren Abnehmern jeder Sendung beilegt, und mag es uns daher gestattet sein, an dieser Stelle weiterer Anweisungen und Empfehlungen uns zu enthalten. Nur zu bemerken erlauben wir uns, daß jedes Fabrikat seine Eigenthümlichkeiten besitzt, die erst angewöhnt werden müssen, und daß das Fabrikat selbst diesen angemessen zu behandeln ist.

Für die Theorie des Sprengens, die wir hier abhandeln, sei bemerkt, daß unsere Zündschnur durch Hintanhaltung jeder Zündspur, und die so ziemliche Möglichkeit der Zündung der Ladung in der Mitte, auch für einen größern Effect des Schusses zu empfehlen ist.

d. Die electrische Zündung.

Alle Bedingungen einer guten Feuerleitung können durch die Zündung mittelst der Electricität erreicht werden.

Diese Meinung ist nicht neu, und wurde die Verwirklichung derselben durch die hervorragendsten Männer und durch viele Versuche angestrebt. Es sei uns nur erlaubt, auf die schätzenswerthen Bemühungen des Prof. Gätzschmann und des Cameralraths Mahner hinzuweisen[1]). In allen Armeen ist die electrische Zündung für Minen bereits gangbar gemacht worden und nur die Bergtechnik ist darin noch zurückgeblieben.

Alle bisherigen Bestrebungen zur Benützung der Elektricität für Zündungen von kleinen Sprengladungen sind vornehmlich daran gescheitert, daß die Hauptfragen noch keine endgültige Lösung gefunden hatten. Man besaß nämlich noch keine für den Grubengebrauch zweckmäßige Electrisirmaschine, und ferner keinen billigen

---

[1]) Eingehendere Nachrichten sind in dem sehr interessanten Aufsatze von Prof Kuhn in Dinglers Polyt. Journal, Jahrgang 1858 pag. 186 ff. zu finden.

und vollkommenen Zünder (electrische Patrone). Seit jedoch der Mechanicus Bornhardt in Braunschweig eine vorzügliche kräftige Reibungselectricitätsmaschine für den Grubengebrauch [1]) erfunden, und eine sehr entsprechende und billige patentirte electrische Patrone in Form einer Sicherheitszündschnur vom Verfasser construirt wurde, handelt es sich nicht mehr um die Unmöglichkeit der Einführung der electrischen Zündung im Grubenbaue, sondern blos um die Untersuchung, ob sie billiger und zweckmäßiger als andere Zündmethoden sei.

Zu dieser Untersuchung wollen wir uns vor allem Andern anschicken.

Jedenfalls ist es eine unbezweifelhafte Thatsache, daß jeder mit Electricität entzündete Schuß einen besseren Effect gibt, weil die Ladung genau in der Mitte entzündet werden kann, und weil absolut keine Gasausströmungen durch die Zündschnur stattfinden. Endlich bietet die in Rede stehende Zündmethode ein vollkommen sicheres Besetzen, eine vollkommen sichere Zündnng und Leitung, und ist allen Unglücksfällen beim Abthun des Schusses in vollkommener Weise vorgebeugt. Dieß und die Geruchlosigkeit des Zünders sind Gründe, welche für die unbedingte Einführung der electrischen Zündung sp"echen, besonders wenn mehrere Schüsse gleichzeitig gesprengt werden sollen, wodurch eine so bedeutend erhöhte Wirkung stattfindet, daß die Schüsse statt auf die doppelte k. W. L. von einander auf die 3- bis 4fache entfernt gestellt werden können, und daher eine verminderte Anzahl von Löchern zu bohren ermöglicht wird.

Diese Erhöhung des Schußeffectes und Verminderung von Bohrkosten fordert daher zu einer genauen Begutachtung der Kostenfrage und das Abkommen von den üblichen Gebräuchen und Gewohnheiten auf.

Was die Kostenfrage der Maschinen anbelangt, so bedarf es die Anschaffung einer Bornhardt'schen Reibungs-Electricitätsmaschine nur ein für allemal. Wie viele solcher Maschinen in einem Grubenhaushalte nöthig sind, hängt natürlich von der Größe des Baues und der Zweckmäßigkeit der getroffenen Einrichtungen ab. Die Kosten der Electricitätsmaschinen dürfen daher an und für sich keinen Gegenstand des Anstosses bilden.

[1]) Preis 50 Thaler.

Die Hauptleitung von der Maschine bis vor Ort und von da zurück würde durch sehr feste und haltbare Guttaperchaleitungen, wie sie die Fabrik des Herrn Reithofer in Wien liefert, zu bewirken sein, und bilden ihre Kosten ebenfalls ein Capital, das wegen der geringen Abnützung der Guttaperchaleitung keinen namhaften Procentverlust erleiden kann.

Immerhin wird es nöthig sein, vom Capitale der Anschaffung von Maschinen und Guttaperchadrähten die Interessen und die Percentabnützung in Rechnung zu bringen, die a priori sich nicht ausspeculiren lassen.

Wie wir später beschreiben werden, ist ferner eine Leitung vom ordinärsten und billigsten Eisendraht nöthig, welcher von Ort die Schüsse untereinander und mit der Hauptleitung verbindet. In wie weit diese Kosten groß sein können, läßt sich im Vorhinein ebenfalls nicht gut beziffern, aber bedenkt man die Billigkeit des Drahtes und den Umstand, daß der größte Theil dieser freien Leitung bei Abräumung des gewonnenen Gesteins wieder gefunden und benützt werden kann, so dürfte sich wohl nur eine geringere Abnützung vorhersagen lassen können.

Endlich sind die electrischen Patronen (Zünder) in Betracht zu ziehen. So außerordentlich einfach sie construirt sind, so daß sich eine billigere und entsprechendere Patrone kaum denken läßt, muß doch bemerkt werden, daß bei dem außergewöhnlich niederen Preise der Sicherheitsschnüre es kaum ermöglicht ist gleichbillige electrische Patronen herzustellen.

Die Absolutkosten der electrischen Zündung, welche sich genau nur durch einen längern Versuch bestimmen ließen, würden voraussichtlich etwas größer sein müssen als die Zündung mit Sicherheitsschnüren.

Wenn auch nur der Schußeffect etwas größer ist, so wird er (gegenüber Sicherheitszündern ohne Zündspur und Gestank) dennoch nicht so erheblich sein, um die erhöhten Kosten zu decken, und es dürfte nicht voreilig geschlossen sein, daß in Bauen mit vereinzelten Schüssen kein Vortheil erzielt werden dürfte. Bei Bauen jedoch, wo mehrere Schüsse gleichzeitig gezündet werden, sowie in mit schlagenden Wettern behafteten Gruben jedoch, wird die electrische Zündung anzurathen sein.

In letzterer Beziehung hat man nämlich in den freiherrl. Rothschild'schen Kohlengruben zu Mährisch-Ostrau die Erfahrung gemacht, daß ein explodirender Schuß die schlagenden Wetter nicht entzünde, wohl aber die anbrennende Feuerleitung, und muß daher zur Vermeidung von Unglücksfällen über jeden anzusteckenden Schuß ein Davy'sches Drahtgitter gelegt werden. Humanitätsrücksichten lassen daher bei Gruben mit schlagenden Wettern die Einführung der electrischen Zündung (auch wenn sie höher käme) anempfehlen, da hiedurch eine vollkommene Gefahrlosigkeit voraussichtlich ist.

Die eben gezogenen Schlüsse der günstigen Verwendung der electrischen Zündung werden nicht durch die Betrachtung alterirt, welche die Besiegung von bestehenden Gewohnheiten und Gebräuchen betrifft. Voraussichtlich bilden dieselben bei einer so zähen Zunft wie die der Häuer unmaßgeblich das größte Hinderniß und wird dasselbe noch durch die Einrichtungen erhöht, welche die electrische Zündung erheischt.

Es ist jetzt üblich, dem Häuer seinen Bedarf an Sprengmaterialien in den Schichtenlohn mitzugeben, und bewegt sich daher der Mann so ziemlich in der ungebundensten Freiheit. Er bohrt und legt seinen Schuß nach Belieben an, ladet ihn nach seinem Ermessen und thut ihn nach Bedarf und Gefallen ab.

Die electrische Zündung hingegen würde es erfordern, daß die Leute eine gehörige Unterweisung der Legung der Leitung erhalten, daß die Maschine in der Aufsicht des Steigers bliebe, und daß der letztere die Schüsse zu zünden hätte. Dadurch verliert der Häuer an Freiheit und möglicherweise manchmal an Zeit. In wie weit es aber thunlich wäre, die Maschine den dafür haftenden Häuern zu übergeben, läßt sich schwer entscheiden. Jedenfalls sind Schwierigkeiten vorhanden, die nicht unbedeutend sind, und die sich nur nach und nach beheben und mit der Ordnung im Grubenhaushalte vereinen lassen.

Indessen würde es dennoch anzurathen sein, in den oben genannten vereinzelten Fällen die electrische Zündung anzubahnen und einzuführen, wenn sie sich auch für die Grubensprengarbeit im Allgemeinen nicht empfiehlt.

Demzufolge sind wir veranlaßt, eine eingehendere Beschreibung dieser Zündung zu geben.

Eine Sprengladung kann im Allgemeinen auf mehrfache Weise mit Electricität entzündet werden.

Entweder beuützt man galvanische oder inducirte Ströme, um durch Einschaltung einer Statham'schen Lunte zum gewünschten Ziele zu gelangen, oder man benützt den electrischen Funken eines magnetoelectrischen Apparates oder einer Reibungselectricitätsmaschine, bei welchem Verfahren die Einschaltung einer empfindlichen Patrone nöthig wird.

Die erstere Methode ist wegen des Aufwandes an Kosten sowie wegen ihrer Unbequemlichkeit unbedingt zu verwerfen.

Besser würden sich magnetoelectrische Apparate empfehlen, wie solche der Mechaniker Markus in Wien erzeugt. Allein diese Maschinen, so geistreich und zweckmäßig dieselben sonst auch construirt sein mögen, besitzen dennoch den erheblichen Nachtheil, daß sie außerordentlich schwach sind, und einer äußerst empfindlichen Patrone bedürfen.

Es kann uns nicht obliegen, in dieses weitschweifige Gebiet tiefer einzugehen, und wir beschränken uns nur auf die trockene, kurze Darstellung des Thatsächlichen.

Der beste Apparat wird immer die Reibungselectricitätsmaschine sein, wenn ihre Einrichtung gegen die Grubenfeuchtigkeit wahrt. Dieses haben auch alle erfahrenen Fachmänner eingesehen und bestättigt, indem man mit geringen Mitteln nur durch die Reibungselectricitätsmaschine einen sehr kräftigen Funken erhalten kann, welcher die nöthige Garantie der sicheren Zündung in vollkommenster Weise bietet.

Wir haben bereits oben gesagt, daß der Mechaniker A. Bornhardt in Braunschweig eine in jeder Hinsicht erprobte und billige Maschine für den Bergbau construirt habe. Diese ist es demnach, welche bis jetzt allein zu empfehlen ist. Wir enthalten uns der Beschreibung derselben, da sie den geehrten Fachmännern bereits genügend bekannt sein dürfte.

Für unsere vorliegende Aufgabe sei nur bemerkt, daß sie von hinreichender Stärke ist, und daß sie auch eine weniger sorgfältige Leitung sowie blos eine geringer empfindliche Patrone bedarf.

Zur letztern empfiehlt sich die des Verfassers, welche durch eine längere Erfahrung an mehreren Orten genügend erprobt wurde, und viele Anerkennung gefunden hat.

Sie besteht aus einem übersponnenen geglühten Eisendrahte, welcher sodann gefirnißt und doppelt nebeneinandergelegt mit einer gleichfalls gefirnißten Hülle übersponnen ist (Fig. 37). Diese doppelte Drahtschnur kann nun in beliebig lange Stücke (je nach der Bohrlochstiefe) zerschnitten werden. Das eine Ende a wird scharf abgeschnitten, und zeigt daselbst die entblößten Drahtenden, welche in einer unverrückbaren Stellung eine sichere Sprungweite garantiren. An diesem Ende ist eine kleine starke Papierhülse angeklebt, und

Fig. 37.



mit der bekannten leicht explodirbaren Mengung aus gleichen Gewichtstheilen Schwefelantimon und Chlorkali gefüllt, sodann mit Baumwolle verstopft und durch einen Lack gegen Feuchtigkeit gesichert. An dem andern Ende b wird eine Gabel hergestellt, und die Drahtenden c und d zur Anknüpfung der Leitung entblößt. Damit die Umspulung sich nicht auftrieselt, sind Knöpfe g f gemacht. Wenn diese Patrone in einer Leitung eingeschaltet, und ein kräftiger Funke durchgeschlagen wird, so zeigt sich an der Vereinigungsstelle b der Gabel allerdings eine Entladung, weil die gefirnißte Umspulung nur eine schwache Scheidewand bildet, die durchgeschlagen wird; aber immer, und wenn die Patrone selbst 100 Fuß lang wäre, zeigt sich auch ein schwacher aber zündungsfähiger Funke an der Unterbrechung a, welcher der Stärke der Isolirung entspricht. Wollte eine probirte Patrone daher noch einmal nach Anbringung einer neuen Kapsel gebraucht werden, so müßte auch wegen der durchschlagenen Gabel diese letztere neu hergestellt werden.

Die Patrone wird wie ein Sicherheitszünder mit dem Besatze verladen, und die Leitung angeknüpft. Die Schüsse werden untereinander

Fig. 38.



mit blosliegendem schwachen Eisendraht verbunden (Fig. 38), und mit der Hauptleitung c verknüpft. Einige haben bisher die Rückleitung zur Maschine ähnlich wie bei Telegraphenleitungen ersparen und der Erde überlassen wollen. Allein zur sicheren Entzündung aller Schüsse ist von diesem Verfahren unbedingt Abgang zu nehmen, und sowohl eine Hin- als wie eine Rückleitung zu legen, weil sodann die Electricität dem besten Leiter (dem Draht) folgt, und Ableitungen durch den mittlern Leiter (Gestein) nur dann üblen Einfluß nehmen, wenn der Weg des bloß liegenden Drahtes zur kleinsten Entfernung zwischen den aufliegenden nackten Drähten im ungeschickten Verhältnisse steht. Man hat fernerhin bisher geglaubt, daß die Leitung durchgehends eine äußerst sorgfältige Isolirung bedürfe, und daß bloß liegende Drähte unanwendbar seien. Indessen ist dieß unwahr und ist man mit einer Maschine, welche einen 1 Zoll starken Funken schlägt, auf 100 Schritte noch im Stande eine Gruppe von mehreren Patronen zu zünden, wenn die entblößten Drähte der Hin- und Rückleitung selbst im Wasser auf nur 4 Fuß Entfernung liegen. Auf dem Gestein aufliegender nackter Draht ist also durchwegs anwendbar, umsomehr, wenn er möglichst in der Luft gespannt ist, wie sich dieß leicht herstellen läßt. Aus diesem Grunde sind auch die kräftigeren Reibungselectricitätsmaschinen Bornhardt's den sehr schwachen magnetoelectrischen Apparaten von Marcus vorzuziehen.

Die Electricitätsmaschine wäre am zweckmäßigsten in einem Aushaue in der Ulme des Stollens (Strecke) auf 100—200 Schritte vom Orte aufzustellen, und wären daselbst auch 2 Spulen (Fig. 39) nöthig, welche den Guttaperchadraht aufgewickelt ent-

Fig. 39.



halten, und mit den Enden a an die positive resp. negative Leitung der Maschine anzuknüpfen wären, während die Enden b von der Spule durch Anziehen sich abwickeln und bis vor Ort durch Oehren r und mit Pfosten zugedeckt vorführen lassen. An dem letzten Oehre sind sie nach Fig. 40 festzuknüpfen, und von da aus die Schüsse zu verbinden.

Fig. 40.



Diese Andeutungen genügen, um zu zeigen, wie die electrische Zündung praktisch ins Leben zu setzen wäre.

Bedauerswerth hierbei bleibt, daß (wie schon oben bemerkt) die electrische Zündung nur für wenige seltene Fälle im Grubenbaue sich praktisch einführen ließe. Wo jedoch viele Schüsse auf einmal abgethan werden, wie z. B. in Tunnels oder in Steinbrüchen, bleibt sie so empfehlenswerth, daß sie gewiß als die Zündung der Zukunft in solchen Fällen bezeichnet werden muß.

e. Zündung mit der Zündlinie.

Als die beste Weise, eine Ladung zu verbrennen, haben wir den Gebrauch der Zündlinie in der Achse einer cylindrischen Ladung

empfohlen. Es handelt sich nunmehr noch darum, diese Idee zu verwirklichen. Dieß könnte nur dadurch geschehen, — wenn man einen heftig detonirenden oder äußerst schnell verbrennbaren Körper in die Achse des Cylinders stellt (wozu sich mit Knallmischungen zubereitete Stoppinen oder auch Schießwollfäden eignen dürften), oder wenn man eine electrische Patrone mit mehreren Zündpunkten anbringen würde (z. B. einen Holzstab mit einem Streifen Staniol, welcher durch Meißelschläge unterbrochen und dortselbst mit einem leicht entzündbaren Knallpräparate bedeckt ist).

In wie weit diese Idee in die Praxis einzuführen möglich wäre, ist schwer abzusehen, und scheint es nur, daß, so lange nicht irgend welche fertige Patronen in Hülsen verladen werden, an solche Ausführungen nicht gedacht werden kann. Es wird daher gut sein, gegenwärtig ein blos theoretisches Interesse an diesem Gedanken zu nehmen.

Aus den über die Zündung der Schüsse angegebenen Daten läßt sich für die reelle Sprengarbeit die II. Regel folgern:

Regel II. { daß einzelne Schüsse mit den geruchlosen Sicherheitsschnüren, mehrere gleichzeitige Schüsse jedoch wo möglich mit Electricität entzündet werden sollen, sowie daß alle ältern Zündmethoden, welche den Gebrauch der Raumnadel bedingen, und Gasausströmungen durch die Zündspur haben, oder einen ätzenden Qualm verbreiten, unbedingt auszuschließen sind.

IX.

Die Form der Ladung.

a. Die beste Form der Ladung.

Theoretische Untersuchungen über die beste Form der Ladung werden vor Allem ihr Augenmerk darauf richten müssen, bei welcher Gestalt die Ladung am vollsten verwerthet werde; und sie müssen vorläufig ganz von dem Einflusse absehen, den auf diesen Gegen-

stand die Widerstandsfähigkeit (Querschnitt) des Besatzes und die ausführbare Herstellung der Bohrlöcher ausübt.

Es wird sonach diejenige Form die beste sein, bei welcher das Pulver am schnellsten und unter Entwicklung steigender Gasmengen bis zu Ende verbrennen kann, und bei welcher auf die Flächeneinheit des Ladungsraumes die größte Kraft entfällt. Da wir die erste Kraftbedingung schon im Eingange des vorigen Capitels besprochen haben, so bleibt uns nur noch zu bestimmen übrig, wie der andern Bedingung am besten Rechnung zu tragen sei.

Wenn eine Pulverkraft P in einem Raume auf dessen Oberfläche O nach allen Richtungen gleichmäßig wirkend gedacht wird, so entfällt auf die Flächeneinheit der Oberfläche die Einheitskraft p. Dieß wird durch die Gleichung $p = \frac{P}{O}$ ausgedrückt. Nach mathematischen Begriffen ist nun offenbar, daß bei gleichbleibendem P (Ladung) p um so größer wird, je kleiner O ist. Diesem Minimum der Oberfläche einer gegebenen Ladung entspricht aber bekanntermaßen die Kugel, und da wir Eingangs des vorigen Capitels diese auch am besten für die schnellste und zweckmäßigste Verbrennung der Ladung gefunden haben, so unterliegt es keinem Zweifel mehr,

Regel III. { daß die beste Form der Ladung eine Kugel sei, welche in der Mitte entzündet wird.

Dieser bekannte Satz wurde auch durch den Gebrauch solcher Kammern vom Herrn Courberbaisse beim Sprengen von Kalkfelsen im Departement du Lot bestättigt, obschon ihn Manche (z. B. Gurlt) bestreiten und Andere nicht die wahrhaften Ursachen seines Nutzens verstehen und angeben.

Annähernd der Kugelform, welche Courberbaisse mit Salzsäure erzweckte, hat man auch geräumigere Kammern durch sogenannte Scheerenbohrer zu bewirken getrachtet Für die ausübende Praxis würden aber die damit verbundenen größeren Arbeitskosten, welche in keinem Verhältnisse zum erzielenden Gewinne stehen, derlei Vorrichtungen blos als eine geistreiche Spielerei erscheinen lassen.

b. Die cilindrische Ladungsform.

Der Technik ist es in Folge der bedingten Herstellung der Bohrlöcher versagt, die Kugel, oder überhaupt erweiterte Kammern allgemein anwenden zu können; denn sie ist der Kosten wegen auf cilindrische Löcher angewiesen.

Man kann es aber wenigstens als einen glücklichen Umstand für die Sprengarbeit ansehen, daß der Cilinder unter allen Körpern nächst den convexsphärischen in der That derjenige ist, welcher bei kleinster Oberfläche das größte Volumen einnimmt.

Es kömmt sonach nur noch darauf an, die besten Formverhältnisse des Cilinders zu bestimmen.

Untersucht man, welcher Cilinder bei demselben Volumen den treibenden Gasen die kleinste Oberfläche entgegensetzt, so führen mathematische Betrachtungen zu dem Resultate, daß die Oberfläche eines rechten Cilinders bei gleichbleibendem Volumen dann ein Minimum wird, wenn die Höhe gleich dem Durchmesser ($h = 2r$) ist. Bedeutet nämlich a^3 den Inhalt des rechten Cilinders von kreisförmiger Basis, r den Halbmesser der Grundfläche und h die Höhe, so ist die Oberfläche $O = 2\pi r h + 2\pi r^2$

oder da aus $a^3 = \pi r^2 h$, $h = \frac{a^3}{\pi r^2}$ folgt, so ist

$$O = 2\pi r \frac{a^3}{\pi r^2} + 2\pi r^2 = \frac{2a^3}{r} + 2\pi r^2.$$

Da nun O ein Minimum werden soll, so folgt daher aus

$$\frac{\partial O}{\partial r} = -\frac{2a^3}{r^2} + 4\pi r = 0$$

sofort

$$r = \frac{a}{\sqrt[3]{2\pi}} = \frac{a\sqrt[3]{4\pi r^2}}{2\pi}$$

für welchen Werth $h = 2r$, und der 2. Differentialquotient $\left(= \frac{4a^3}{r^3} + 4\pi\right)$ wieder positiv wird. Das heißt O ist ein Minimum, wenn $h = 2r$ ist.

Dieser Cilinder bietet aber bei treibenden Gasen bei gegebener Ladung nicht blos die kleinste Oberfläche, sondern er ist auch unter allen Cilindern derjenige, bei welchem (nach den Untersuchungen

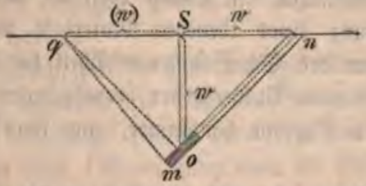
ingangs vorigen Capitels) die Ladung am schnellsten und zweck- tsprechendsten verbrannt wird.

Aus diesem folgert sich die 4. Regel:

legel IV. daß unter den cilindrischen Ladungsformen „aus theoretischen Gründen“ jene die beste sei, bei welcher die Höhe gleich dem Durchmesser ist. Da aber das Bohrloch nicht so stark gemacht werden kann, weil es zu theuer käme, und wegen des großen Querschnittes eine zu geringe Widerstandsfähigkeit des Besatzes im Gefolge hätte, so sollen „in Bezug auf die beste Verbrennung der Ladung“ die Bohrlöcher so weit gemacht werden, als es die Praxis aus andern Gründen erlaubt.

Man erfüllt durch diese Anlage nicht nur einen bedingenden actor der vollen Verwerthung einer gegebenen Pulverladung, ndern vermeidet auch damit das Stehenbleiben eines Pulversackes.

Fig. 41.



Stellt nämlich Fig. 43 einen gleichseitigen Trennungsschuß mit em Punkte o als Ladungsmittelpunkt vor, so ist ein Mitnehmen es Dreieckes q m o bei der Wirkung nur dann möglich, wenn der Druck auf die Flächeneinheit des untern Theiles des Pulversackes enügend groß ist. Je enger aber das Bohrloch ist, desto länger ird auch der cilindrische Ladungsraum, um dieselbe Pulvermenge nterbringen zu können. Seine Oberfläche wird ferner desto größer, aher die Kraft auf die Flächeneinheit um so kleiner, abgesehen aß das Pulver zudem langsamer verbrennt. Ein Stehenbleiben es Pulversackes muß daher bei zu engem Geböhr in Aussicht ehen. Anderseits aber wird bei zu weitem der Widerstand des Besatzes wegen des größern Querschnittes vermindert, was eben- alls eine schlechtere Schußwirkung, ein Stehenbleiben eines Pulver-

sackes nach sich zieht. Man sieht daher, daß diese verschiedenen Gesichtspunkte ein bestimmtes Gebohr erheischen, das voraussichtlich bei schwächerem Pulver weiter, und bei stärkerem aber enger wird sein können. Wie in allen Fällen liegt das Richtige in der Mitte, und nur die Praxis, keineswegs aber die speculative Theorie vermag in einem bestimmten Gestein und bei gegebener Pulvergattung das richtige Gebohr festzusetzen.

X.

Die Umhüllung der Ladung.

Die Papierpatrone.

Umhüllt man die Ladung, das heißt, füllt man das Pulver in eine halbsteife cilindrische Hülse, welche man fabriksmäßig auf Holzrollen aus altem Papier mit Kleister erzeugt, so erlangt man folgende Vortheile:

1. Wird beim Laden kein Pulver verstreut, wodurch man nicht nur der Verwüstung eines theueren Materials vorbeugt, sondern auch beim Besetzen des Schusses jenen Theil der Gefahr beseitigt, welcher durch verstreute Pulverkörner hervorgerufen wird.

2. Wird die Patrone handsamer, und kann leichter verladen werden.

3. Die Verlegung des Zündpunktes in die Mitte, besonders aber die Realisirung der Zündlinie ist nur durch fertige Patronen erzielbar.

4. Wird die Ladung gegen die Feuchtigkeit des Gesteins besser verwahrt, und kann selbe durch einen wasserdichten Anstrich leicht in eine Wasserpatrone verwandelt werden, zu welchem Anstrich sich trotz der Billigkeit der qualmende und stinkende Theer für Gruben nicht empfiehlt, sondern in Weingeist gelöstes Harz anzurathender erscheint, wenn gleich dieses auch theuerer zu stehen kommt.

5. Wird durch die Papierhülse ein schlecht wärmeleitender Körper zwischen die heißen Pulvergase und die Bohrlochswände gebracht.

6. Wird dem Häuer an Zeit und Arbeit erspart.

7. Wird auch die Verabfolgung des Pulvers und die Controlle ber dessen gute Verwerthung und den Verbrauch erleichtert, indem as sehr beliebte Uiberladen der Schüsse vermindert wird, und

8. ist in Bedarfsfällen die Ladung mit Hohlraum nur durch ülsen zu erzielen.

Diese Vortheile sind so einleuchtend, daß wir die 5. Regel r Sprengarbeit aufstellen:

Regel V. { daß das Pulver stets in einer fabriksmäßig erzeugten halbsteifen Papierhülse verladen werden soll.

Unter manchen Häuern herrscht die ganz unbegründete Meinng, daß Schüsse in Patronen schlecht werfen, weil eine Luftosperrung stattfinde. Indem nun ein ohne Patrone verladenes ulver gewiß nicht mehr Luft einschließt, als in einer Hülse, und erdieß das Pulver in seiner Zusammensetzung, sowie in den wischenräumen der Körner genügend Sauerstoff zur Verbrennung it, ist jene vorurtheilsvolle Ansicht ganz ungerechtfertigt und erdieß durch die Erfahrung keineswegs begründet.

Es sollten daher in einem wohlgeordneten Grubenhaushalte e Vortheile der fertigen Patronen nicht dem Vorurtheile der äuer geopfert werden.

Wenn es jedoch wirklich nicht durchzuführen wäre, daß man m Häuer $^1/_3$ bohrlochstiefe Patronen fertig liefert, so sollten ch wenigstens ungefüllte Hülsen verabfolgt werden, die auf einer eite geschlossen sind. Wenn man auch die Kosten derselben dem äuer nicht aufbürden will oder kann, so dürfte es doch im nteresse des Werkes selbst liegen, diese geringe Mehrauslage egen ihrer anderweitigen Vortheile zu bestreiten.

XI.

Der Besatz.

a. Zweck und allgemeine Eigenschaften des Besatzes.

Der Besatz hat die Bestimmung, nicht blos das gänzliche Ausblasen des Schusses, sondern auch jeden theilweisen Verlust treibender Gase durch das Bohrloch zu verhindern. Er muß bewirken, daß der Schuß nach der Richtung der k. W. L. als ein gleichzeitiger ausbreche, ohne daß durch das zu frühe Weichen des Besatzes ein Kraftverlust stattfindet, welcher der vollen Verwerthung der Ladung grell entgegensteht.

Das Bohrloch muß, mit kurzen Worten gesagt, durch den Besatz so verstopft sein, daß sein Widerstand dem des Gesteines gleich kommt.

Es liegt in dieser Forderung die Bedingung, daß der Besatz eine bestimmte Länge und Festigkeit besitze. Da man den Besatz nicht so fest herzustellen vermag, daß sein Widerstand dem des unberührten Gesteins gleich kommt, wie dieß erwünscht wäre, so muß seine Länge den Mangel an genügender Festigkeit ersetzen, und es sind somit Festigkeit und Länge zwei sich ergänzende Eigenschaften des Besatzes, mit welchen die sehr bedeutenden und schädlichen Gasausströmungen durch das Bohrloch verhindert werden müssen.

Indem man ferner die volle Verwerthung der Pulverladung stets im Auge behalten muß, und diese eine möglichst schnelle Verbrennung erheischt, so wird die Theorie auch in dieser Beziehung die Eigenschaft der Festigkeit des Besatzes zu berücksichtigen haben. Die Pulverladung wird unter diesem Gesichtspunkte um so schneller und zweckmäßiger verbrannt, und auf die Flächeneinheit des Ladungsraumes eine um so größere Kraft entfallen, wenn die Wände dieses Raumes während der Action nicht weichen. Der Besatz muß daher wie das Gestein möglichst uncomprimirbar sein.

Das Material des Besatzes muß ferner ein solches sein, durch welches die Kugelwellen sich nur langsam und mit großem Kraft-

verluste fortzupflanzen vermögen. Nach vorausgegangenen Untersuchungen erfordert diese Bedingung ein Medium von größeren und festeren Massetheilchen und lockerer Structur.

Trockener und fester Quarzsand entspräche daher den beiden eben ausgesprochenen Anforderungen am zweckmäßigsten.

Stellt man sich vor, daß man im Stande wäre, den Besatz so fest wie das Gestein herzustellen, und denkt man sich damit das Bohrloch (z. B. mit einer runden Eisenstange) verstopft, so besteht trotzdem noch immer nicht zwischen dem Besatze und den Bohrlochswänden eine so innige und feste Verbindung, als nöthig wäre, das heißt, es mangelt jener Grad von Verbindung, oder diese ersetzende Reibung, welche die verhältnißmäßig glatten und in einer geraden Linie gestoßenen Bohrlöcher bedürfen. Der Besatz wird daher auch dieser Anforderung Rechnung zu tragen haben.

Zu diesen entwickelten Anforderungen an den Besatz, welche man zu den theoretischen Bedingungen für die volle Verwerthung der Pulverkraft zählen kann, treten noch andere der bergmännischen Praxis angehörige hinzu, welche in der Kostenfrage und in der Gefahrlosigkeit ihren Ausdruck finden.

Soll der Besatz billig sein, so muß nicht nur das Material hierzu eine solche Eigenschaft besitzen, sondern er muß auch schnell und leicht hergestellt werden können. Soll er gefahrlos sein, so darf nicht blos das verladene Pulver nicht zerstoßen werden (wodurch überdieß durch die langsamere Zersetzung die Pulverkraft herabgedrückt würde), sondern es muß auch das Funkenreißen vermieden werden. Indessen läßt sich das letztere auf eine praktischere und zweckmäßigere Weise umgehen, ohne die gute Wahl des wichtigen Besatzmaterials beeinträchtigen zu müssen.

Faßt man die Anforderungen an den Besatz übersichtlich zusammen, so muß derselbe folgende Eigenschaften besitzen:

1. eine genügende Widerstandsfähigkeit durch seine Güte und
2. durch seine Länge haben;
3. die Vergrößerung des Ladungsraumes verhindern;
4. von einem Material sein, in welchem sich bie Kugelwellen nur langsam und mit großem Kraftverluste fortpflanzen;
5. bei der Action die möglichst größte Reibung an den Bohrlochswänden erzeugen;

6. von billigem Material und leicht und schnell herzustellen sein, und endlich
7. ein gefahrloses Besetzen gestatten.

b. Die Länge des Besatzes.

Die Besatzlänge ist immer von der Bohrlochstiefe abhängig, indem nach eingeführter Ladung ungefähr $^2/_3$ des Bohrloches für den Besatz übrig bleibt.

Indem die Bohrlochstiefe aus andern und wichtigen Gründen immer eine gegebene ist, so muß die Besatzlänge bei $^1/_3$ bohrlochstiefen [1]) Ladungen ebenfalls als eine in der Regel gegebene angesehen werden.

Es ist daher vor Allem nöthig zu untersuchen, welche Besatzlänge theoretisch gefordert wird, und ob dieselbe in der Praxis immer zu Gebote steht. Zu diesen Untersuchungen nehmen wir vorläufig an, daß die Festigkeit des Besatzes der des zu sprengenden Gesteines gleich komme.

Fig. 42.



Fig. 43.



Bei dieser Annahme würde die Länge des Besatzes im Minimum gleich der k. W. L. sein können, d. h. man würde im Stande sein, das Bohrloch bei einer freien Fläche senkrecht (Fig. 42) einschlagen zu können, ohne daß man das zu frühe Hinauswerfen des Besatzes zu fürchten hätte.

Nimmt man aber den Besatz schwächer als die Festigkeit des Gesteines an, so darf offenbar seine Länge nicht nur nicht kürzer

[1]) In der Folge werden wir bohrlochstief mit b. t. im Texte abkürzen.

sein, als eine Mantellinie des auszusprengenden Kegels a o c (Fig. 43), welche beim gleichseitigen Trennungsschusse $= w \sqrt{2}$ beträgt, sondern es wird diese Länge sogar noch fordern, daß die Festigkeit des Besatzes noch immer der des Gesteines gleich komme, weil im entgegengesetzten Falle auch hier noch der Besatz vor Beendigung der Wirkung herausgeworfen würde.

Bei gleicher Festigkeit mit dem Gesteine wird also der Besatz im Minimum $= w$ und im Maximum $= w \sqrt{2}$ sein können, d. h. man würde in diesem Falle der Besatzfestigkeit das Bohrloch in einer beliebigen Richtung innerhalb des Auswurfskegels a o c schlagen können.

Hat aber der Besatz eine geringere Festigkeit, so genügt zu dessen Länge $w \sqrt{2}$ schon nicht mehr, und es müßte entweder das Bohrloch in größeren (schieferen) Linien o d, o e (Fig. 43) hergestellt werden, oder da dieß der Kosten wegen nicht möglich, der Abgang an genügender Besatzfestigkeit durch eine Ladungsvermehrung gedeckt werden.

Untersuchen wir unter diesen Gesichtspunkten die durch die gebräuchliche Anlage der Bohrlöcher gegebenen Besatzlängen hinsichtlich ihrer Widerstandsfähigkeit.

Bei einer freien Fläche wird bekanntlich das Bohrloch unter 45 Grad eingeschlagen, und fällt daher dessen Richtung mit der Mantellinie des auszuschießenden Trennungskegels o a c überein. Da nun bei $\frac{1}{3}$ d. t. Ladungen nur $\frac{2}{3}$ des Loches für den Besatz übrig bleibt, und diese Länge nicht einmal $= w \sqrt{2}$ beträgt, so ist zu schließen, daß bei dieser Schußanlage der Widerstand des Besatzes selbst größer als der des zu sprengenden Gesteins sein müßte, soll keine Ladungsvermehrung eintreten.

Bei zwei freien Flächen ist die normale Schußanlage durch Fig. 44 dargestellt, und herrscht hierbei die allgemeine Regel, daß das Vorgeben (die k. W. L. $o m = w$) dreiviertel der Bohrlochstiefe betragen solle. Nennt man t die Bohrlochstiefe, so ist demnach $w = \frac{3}{4}$ t, während die zur Disposition stehende Besatzlänge nur $\frac{2}{3}$ t beträgt. Diese gebräuchliche Schußanlage liefert daher gleichfalls ein so kurzes Bohrloch, daß nicht ein-

Fig. 44.



mal die nöthige Besatzlänge bei gleicher Festigkeit mit dem Gesteine vorhanden ist, und besteht sonach dieselbe Schlußfolgerung wie bei 45° Bohrlöchern.

Bei der Schußanlage nach Fig. 44 beabsichtigt man nicht nur blos den Trennungskegel a o c auszuschießen, sondern man wünscht auch nach der andern Seite (des Bohrloches) eine Wirkung, welche auch in der That bei den gegebenen geometrischen Verhältnissen erzielt werden kann, u. z. um so mehr, je fester der Besatz ist, und als auf der Seite d nur abtrennende Sprünge des Gesteins verlangt werden.

Bei mehren freien Flächen herrschen dieselben Schußanlagen, indem die Regel gilt, daß nach jeder Seite das Vorgeben $^3/_4$ der Bohrlochstiefe betragen soll, und es lassen sich daher für den Besatz die vorigen Schlußfolgerungen machen: daß bei $^1/_3$ d. t. Ladungen immer nur eine solche Besatzlänge vorhanden ist, daß die Festigkeit des Besatzes jene des Gesteines übertreffen müßte, wenn die normale Ladung für den Trennungschuß nicht vermehrt werden soll.

Unter der normalen Ladung verstehen wir jene, welche ohne Vorhandensein eines Bohrloches bedürftig ist.

Diese ungenügenden Längenverhältnisse aber fordern umsomehr auf, die Festigkeit des Besatzes möglichst zu verstärken.

c. Das Material und die Herstellung des Besatzes.

Das gebräuchliche Material, welches man zur Herstellung des Besatzes verwendet, ist das Bohrmehl, der Schießgrand, der Letten und der trockene Sand.

Die Besetzung mit trockenem und reinem Sand ist eine abnorme, da sie sich nur bei sehr tiefen Bohrlöchern als günstig erweist. Sie ist für unsere Theorie nur insofern von Interesse, indem der erprobte Widerstand mit unseren Untersuchungen über die Fortpflanzung der Wellen im grobkörnigen Medium glänzend übereinstimmt. Das Zerdrücken und Ineinandertreiben der Sandkörner beansprucht einen großen Kraftverlust, die Reibung an den Bohrlochswänden wird größer sein, und zudem kann sich wegen der geringen Comprimirbarkeit des Sandes der Ladungsraum nicht er-

weitern. Es ist demnach leicht erklärlich, daß bei tiefen (aber auch nur bei solchen) der Sandbesatz einen genügenden Widerstand leistet.

Der normale Besatz wird jetzt üblich mit Letten und Schießgrand hergestellt. Gebraucht man keine Papierpatronen und ist das Bohrloch nach abwärts geneigt, so füllt man die Hälfte des Pulvers behutsam ein, steckt sodann den hakenförmig umgebogenen Zünder mit dem Staucher vorsichtig hinab, füllt den Rest des Pulvers ein, setzt sodann einen Pfropf aus Papier, Werg u. dgl. ohne das Pulver zu drücken sanft darauf, und fängt nun an mit zerbröckelten und trockenen Lettennudeln oder Bohrmehl mit dem hölzernen Staucher zu besetzen, wobei die Zündschnur stramm angezogen wird. Anfänglich wird der Besatz nur leicht eingedrückt, um das Pulver nicht zu pressen, und dessen schnellere Verbrennung nicht zu beeinträchtigen [1]). Sodann wird der Besatz mit der nöthigen Vorsicht für die Zündschnur immer fester mit dem eisernen Ladstock und Handfäustel eingeschlagen, wozu schließlich statt Lettennudeln der Schießgrand (Letten mit kleinen Steinen gemengt) verwendet wird.

Werden Papierpatronen verladen, so muß der Zünder bereits im Vorhinein darin angebracht sein.

Würden keine Sicherheitszünder angewendet, so müßte mit der Raumnadel während des Besetzens unter unablässigem Drehen derselben ein Zündkanal ausgespart werden. Allein glücklicherweise ist die Raumnadel, welche tausenden Menschen das Leben und die Gesundheit gekostet hat, durch die Zündschnur entbehrlich geworden, und nur die Gewissenlosigkeit und die größte Ignoranz vermag sich noch mit Ernst gegen die gänzliche Abschaffung der Raumnadel (auch die der kupfernen) zu sträuben.

Indem man den Besatz recht locker aufsetzt, glaubt man einen widerstandsfähigeren Besatz herzustellen. Allein dieser Zweck scheint uns dabei nicht erreicht. Durch die lockere Beschaffenheit des unteren Besatztheiles wird nämlich eine größere Zusammendrückung desselben durch die Pulverwirkung und daher eine Erweiterung des Ladungsraumes erfolgen, der von unserem Standpunkte der vollen Ausnützung der Pulverkraft kein nützlicher ist. Ferner leistet ein

[1]) Bei starkem Pulver hingegen wird ein Pressen des Pulvers vortheilhaft sein, da eine langsamere Verbrennung erzweckt werden muß.

Material von feinem Korn (Lehm) nach der Wellentheorie nur dann einen größern Widerstand, wenn es möglichst fest gestampft ist. Der Zerstoßung des Pulvers wegen aber ist dieser Vorgang unausführbar.

Der Einfluß dieses Zerstoßens kann auf den Effect des Schusses so bedeutend sein, daß das doch auch nachtheilige anfangs lockere Besetzen dennoch vortheilhafter als das Zerstoßen sich zu gestalten vermag, wie dieß auch nach Einigen der Fall sein soll.

Aus diesen theoretischen Gesichtspunkten wird es sich daher unbedingt empfehlen, hinter das Pulver ein grobkörniges lockeres Material (trockenen röschen Quarzsand) aufzusetzen, welcher die Vergrößerung des Ladungsraumes verhindert, seiner Natur nach der Wellenfortpflanzung großen Widerstand leistet und das Pulver dabei nicht zersetzt.

Die Anwendung des Quarzsandes mit ungefähr $^1/_4$ bis $^1/_6$ der Besatzlänge ist wegen des Feuerreißens aber nur dann möglich, wenn das Pulver in Patronen verladen und mit Sägespänen oder Werg gut überdeckt ist [1]). Bei Anwendung von Zündschnüren oder electrischen Zündern ist sodann eine Gefahr unmöglich, und alles Sträuben dagegen beruht auf bloßer abergläubiger Furcht.

Noch besser aber wird es sich empfehlen, auf das Pulver P Fig. 45 nebst einem Pfropf aus Sägespänen oder Werg (w) einen hölzernen Keil K aufzusetzen, dann mit Gesteinssplittern a dessen Spitze bedecken, hernach eine Sandlage einfüllen und dann erst den Besatz b aus Schießgrand einzustampfen. Der Propf w verhindert wegen seiner Elasticität und Weichheit möglichst das Pressen des Pulvers, während der Keil K eine sehr bedeutende Reibung zu erzielen befähigt ist, und sonach den Widerstand des Besatzes erheblich vergrößert.

Die Kosten der Keile K aus harten Baumästen können keinen Einwurf ausmachen, da das Besetzen nach unserer Beschreibung ein bedeutend rascheres sein wird, und das billige Rohmaterial hinreichend deckt.

---

[1]) Wir haben in Steinbrüchen 7—9 Fuß tiefe Bohrlöcher mit ausgezeichnetem Erfolge gesprengt, welche $^1/_3$ der Bohrlochstiefe Ladung hatten, und wo auf die Ladung etwa 6'' Sägespäne, sodann aber Quarzsand und nur $1^1/_2$ Fuß fest eingeschlagener Besatz gegeben wurde. Daß dieses Besetzen außerordentlich schnell vor sich geht, bedarf wohl keiner Erwähnung.

Fig. 45.



Fig. 46.



Indem wir den Keilbesatz empfehlen, wissen wir, daß wir damit eine alte Idee wieder aufgreifen, wie es denn im Gebiete des Sprengens wenige Vorkehrungen gibt, die nicht schon versucht worden wären. Aber wie bei allen diesen Mitteln haben auch einige den Keilbesatz für nützlich gefunden, während Andere ihn zu verwerfen glauben müssen. In dem verwickelten Gebiete der Sprengarbeit ist es ohne Zweifel leicht erklärbar, daß es kein Universalmittel für alle Fälle gibt, und wird sich denn auch der Keilbesatz nur dann bewähren können, wenn er in richtiger Weise, und bei Berücksichtigung aller einflußnehmenden Umstände gebraucht wird.

Von dem Standpunkte, von welchem wir ausgehen, ist es aber klar, daß der Keilbesatz ein wesentliches Mittel ist, den Widerstand des ohnehin zu kurz bemessenen Besatzes zu vergrößern.

In Fig. 46 versinnlichen wir einen etwas abgeänderten Keilbesatz. Geht man nämlich von dem Gedanken aus die Papierhülse um den Keil K gewickelt anzuleimen, so erhält man eine fertige Keilpatrone, welche viele Bequemlichkeit für sich hat.

Der Zünder würde durch den durchbohrten Keil eingeführt werden, und würde daher dem Häuer eine schon mit dem Zünder versehene Patrone geliefert werden, deren Dicke und Länge dem Gestein und der Bohrlochstiefe angepaßt zu fertigen käme.

Die Vortheile, welche dadurch sich ergeben, liegen auf der Hand, und bedürfen keiner Hervorhebung.

Würde man solche Keilpatronen gebrauchen, so wird es nöthig, die Spitze des Keils mit Sägespänen zu bedecken, sodann Sand

und feste Gesteinssplitter einzufüllen und endlich den Schießgrand fest einzustampfen.

Wir wollen uns nicht erlauben der Praxis vorgreifend zu bestimmen, welche Methode die vorzüglichere sei; allein es dürfte nicht ungerechtfertigt sein, wenn unsere 6. Sprengregel lautet:

Regel VI { Der Besatz ist stets mit Verwendung eines Keiles, eines weichen Propfes, einer Lage röschem Quarzsand mit Gesteinssplittern und obenauf aus festgestampftem Schießgrand herzustellen.

d. Wichtigkeit und Einfluß des Besatzes in der Sprengarbeit.

Bei der üblichen und aus andern wichtigen Gründen unabänderlichen Anlage der Bohrschüsse ist die Besatzlänge gegenüber dem Vorgeben wie schon gesagt auf alle Fälle eine ungenügende, da selbst der fest hergestellte Besatz nicht der Widerstandsfähigkeit des Gesteins gleichkommen kann.

Die erste Folge davon ist, daß man zur Erzielung der normalen Schußwirkung den Abgang an Besatz durch eine Ladungsvermehrung decken muß. In der bergmännischen Sprengarbeit wird daher immer mit vermehrten und nie mit normalen Ladungen geschossen.

Daraus erhellt, daß eine Ladungsberechnung wie in der Minirkunst nicht gut vorgenommen werden kann, umsoweniger weil die schießbaren Gesteine zu mannigfaltig und inhomogen sind, weil die cilindrische Kammer nicht nach Belieben erweitert werden kann, ohne nicht zugleich auch das Bohrloch stärker und dadurch den Besatz schwächer zu machen, und endlich weil man zu Ladungsberechnungen nicht die Zeit und die nöthige Bildung der Häuer hat und die Schüsse überhaupt zu kleinlich sind.

Je fester ferner der Besatz ist, desto geringer wird die Vermehrung der Ladung zu sein brauchen, wodurch nicht blos an Pulver erspart wird, sondern auch tiefere Löcher geschlagen werden können. Indem nämlich das Bohrloch eine geringere Ladung als $\frac{1}{3}$ zu fassen braucht, erübrigt man eine noch größere Besatzlänge als $\frac{2}{3}$ und der feste Besatz wird zugleich länger und wider-

standsfähiger. Es ist daher die Möglichkeit vorhanden, unbeschadet der guten Wirkung noch tiefere Löcher zu bohren, die mit $^1/_3$ d. t. Ladung geladen noch die normale Schußwirkung machen. Dieser Umstand hat zur Folge, daß ein großer Gewinn an Löcherbohrung erzielt wird, was die Sprengarbeit billiger stellen muß. Es liegt daher wiederholt hervorgehoben auf der Hand, daß man Alles aufbieten sollte, den Besatz fester herzustellen.

Das Schießen mit vermehrter Ladung endlich ist auch die Ursache der meisten Sprengregeln, wie man dieß in der Folge deutlicher ersehen wird.

XII.

Die Anlage der Bohrschüsse.

a. Richtung der Bohrlöcher.

Die Richtung der Bohrlöcher hängt vornehmlich von dem Verhältniß der Besatzlänge zum Vorgeben, von der Bequemlichkeit der Arbeitslage und der Structur und Schichtung des Gesteins ab.

Bezüglich des Verhältnisses der Besatzlänge zum Vorgeben haben sich die gebräuchlichen Anlagen der Schüsse unter 45° bei einer freien Fläche und mit $^3/_4$ des Vorgebens bei mehreren freien Flächen in der Praxis so bewährt, daß es nicht gut wäre daran zu rütteln. Diese Anlagen berücksichtigen vorzüglich eine mögliche Verminderung des theueren Bohrens der Löcher, und tragen von diesem Standpunkte aus der guten Leistungsfähigkeit der Schüsse möglichste Rechnung. Da das Herstellen der Bohrlöcher das theuerste Element der bergmännischen Sprengarbeit ist, ist man bei der gebräuchlichen Anlage (Tiefe) der Bohrlöcher bereits auf ein Minimum zurückgegangen.

Ist das Gestein zerklüftet und blättrig, so dürfen die Löcher nie in der Richtung der Klüfte oder Blätter gebohrt werden, sondern sollen womöglich senkrecht darauf stehen, weil es sich sonst schlecht bohrt und die Pulvergase vornehmlich in der Richtung der Blätter wirken und den so ohnehin schwachen Besatz eher herauswerfen werden.

Der Pulversack darf ferner in keiner Klüftung liegen, und stößt man auf Drusen, so muß das Bohrloch mit Letten gut besetzt und von Neuem ausgebohrt werden.

Wie bekannt trachtet man dem Schusse möglichst viele freie Flächen zu geben und wählt die k. W. L. thunlichst so, daß sie nach abwärts sieht, damit die Schwere des Gesteins als mitwirkende Kraft benützt wird. Erheischt die Bequemlichkeit der Arbeitslage oder sonstige Umstände eine andere Schußrichtung, als sie sonst die zweckmäßigste wäre, so dürfen diese Regeln so wenig als möglich verletzt werden.

Von der zweckmäßigen Wahl der Bohrlochsaulage und dem Einbruche, mit welch letzterem man den folgenden Schüssen mehrere freie Flächen verschaffen will, hängt vornehmlich der gute Stollen- und Streckenbetrieb ab, welcher schließlich doch immer der Hauptzweck bleibt.

Das Einbrechen richtet sich hauptsächlich nach der Schichtung und der Mürbigkeit des Gesteines und läßt sich theoretisch nur in allgemeinsten Grundsätzen vorschreiben.

Weichere Gesteinsstellen wird man besonders gerne zum Einbruche benützen, besonders wenn sie mit der Keilhauarbeit ausgebrochen werden können; bedingen aber die Schichtung und die sonstigen Verhältnisse, so verlegt man den Einbruch am liebsten links unten an der Sohle, da dieser Vorgang die beste Arbeitslage für den Gebrauch des Fäustels liefert.

Im Allgemeinen kann man nach dem Schichtenfalle folgende Normen für den zweckmäßigsten Einbruch feststellen:

Fallen die Schichten vom Häuer weg (Fig. 47 und 48), so legt man den Einbruch am besten links unten an der Sohle an, damit die folgenden Schüsse wo möglich senkrecht (Fig. 47) auf die freigewordenen Schichten gestellt werden können. Die Schüsse erhalten dadurch eine Stellung nach aufwärts. In dieser Lage von unten hinauf bohren die Piemontesen, indem sie den Fäustel unter den Beinen her schwingen. Die deutschen Bergleute sind dieß nicht gewöhnt, und bringen eine solche Arbeit erst nach größerer Einübung zu Stande. Dann aber halten auch die deutschen Bergleute mit Vorliebe an dieser ausgiebigen Arbeit. Kurzklüftiges und blättriges Gestein sollte auf alle Fälle so angebohrt werden. Mächtigere Schichten können auch nach Fig. 48 angebohrt werden,

Fig. 47.

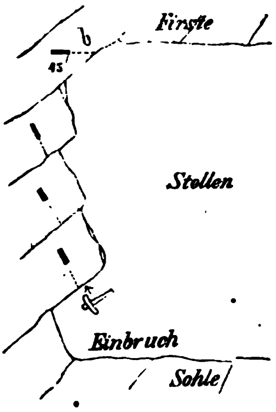
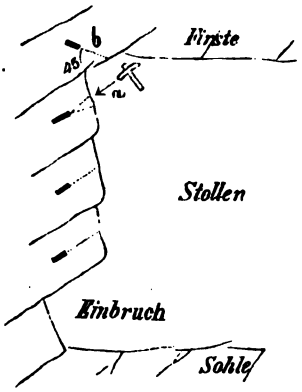


Fig. 48.



wobei der Fäustel und das Bohrzeug bequemer zu handhaben ist. In beiden Fällen müssen die Firstenschüsse b womöglich unter 45° gestellt werden, und in der Schußanlage (Fig. 48) wird es zur leichtern Handhabung des Fäustels nöthig werden, den obern Schuß a nicht parallel mit den Schichten, sondern etwas schräge einzuschlagen.

Man wird gut thun, den Einbruch und später auch die einzelnen Schichten nach der ganzen Breite des Stollens oder der Strecke auszusprengen, was am besten durch die gleichzeitige (elec-

Fig. 49.

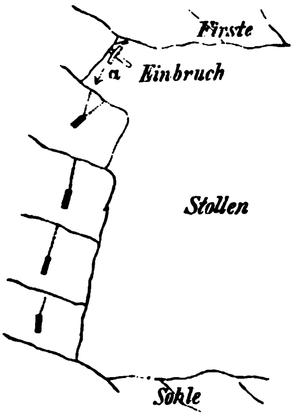
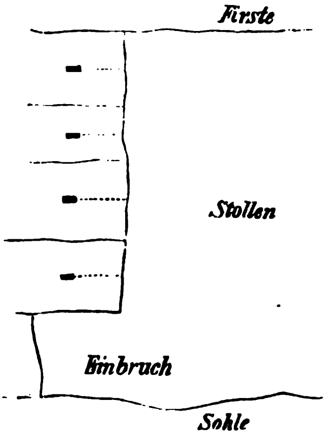


Fig. 50.



trische) Zündung bewirkt wird, und welche Vorgangsweise wie schon bemerkt ein weiteres Voreinanderstellen der Schüsse gestattet.

Fallen die Schichten dem Häuer zu, so macht man den Einbruch an der Firste, und benimmt sich im Uebrigen nach den im vorigen Falle aufgestellten Normen. Der obere Schuß a wird ebenfalls etwas schräg gestellt werden müssen, um den Fäustel handhaben zu können.

Liegen die Schichten horizontal (Fig. 50), oder stehen sie vertikal, so macht man den Einbruch links unten an der Sohle, und bleibt der übrige Vortrieb im Allgemeinen wie bekannt.

Die Anzahl der zu bohrenden Löcher läßt sich nur im allgemeinsten Ueberschlage vorausbestimmen, indem man hierzu voraussetzt, daß jeder einzelne Schuß am Orte eine Fläche wegreißt, welche doppelt so hoch und breit als das Vorgeben ist, oder als bei Anlage Fig. 48 und 50 die Bohrlochstiefe beträgt.

Ist das Vorgeben z. B. 1 Fuß, so entfällt für jeden Schuß 4 Quadratfuß Ortsfläche Wirkung und kann demnach bei bekanntem Flächeninhalt der Ortswand durch Division der gedachten Schußwirkung-Fläche die Anzahl der Schüsse für 1 laufenden Fuß Vortrieb berechnet werden. Habe der Stollen z. B. 48 Fuß Fläche, so werden unter den obigen Voraussetzungen $\frac{48}{4} = 12$ Schüsse für 1 Fuß Vortrieb nöthig sein. Würde es aber durch elektrische Zündung und bei zulässiger Gesteinsformation und Spannungsverhältnissen möglich sein, alle Schüsse auf einmal zu entzünden, so würden bei der Voraussetzung, daß man die Löcher statt 2 f. W. L. auf 3 f. W. L. von einander stellen kann, statt 12 Schüsse nur $\frac{48}{9} = 5^1/_3$ Schüsse für einen laufenden Fuß Vortrieb hinlangen.

Nachdem wir die Bohrlochsanlage im Stollen- und Streckenbetriebe besprochen haben, dürfte es nöthig sein, auch den Schachtbetrieb mit kurzen Worten zu skizziren. Nachdem man den Einbruch in einem der kurzen Stöße gemacht und auf $^2/_3$ der Schachtlänge ausgesprengt und so fortfahrend in die Tiefe gegangen ist, wird das letzte Drittel mittelst tiefen Bohrlöchern nachgerissen. Je tiefer diese Löcher sein können, desto besser wird die Arbeit gefördert werden.

b. Tiefe der Bohrlöcher.

Bestimmt die aus wichtigen Gründen festgesetzte Richtung der Bohrlöcher zugleich das Verhältniß ihrer Tiefe zum Vorgeben, durch welch' letzteres zugleich die Größe der Ladung bedingt ist (die wegen ungenügendem Besatze eine vermehrte sein muß), so müssen anderseits die Tiefe und Weite der Bohrlöcher einander ergänzend so beschaffen sein, daß diese vermehrte Ladung in circa $^1/_3$ der Bohrlochstiefe untergebracht werden kann.

Die richtige Tiefe und Weite der Bohrlöcher zu bestimmen ist sonach bei Festhaltung von $^1/_3$ b. t. Ladungen ein sehr wichtiger Gegenstand der bergmännischen Sprengarbeit, und nur schwierig sind beide in der Darstellung abgesondert zu behandeln, weil sie in Wirklichkeit sich ergänzende Objecte sind.

Ist das Gestein gegeben und die Weite des Bohrloches (in so weit als dieß möglich) bestimmt, und ist ferner die Regel beizubehalten, daß die vermehrte Ladung in $^1/_3$ des Bohrloches unterzubringen sei, so ist es zwar noch nicht klar, aber doch wahrscheinlich, daß bei diesen Umständen nur eine Bohrlochstiefe denkbar ist, bei welcher der Schuß als gleichseitiger Trennungsschuß wirkt. Die Erfahrung bestättigt nämlich diesen Satz, indem sie sagt, daß zu seichte und zu tiefe Löcher schlecht werfen.

Ist daher das Geböhr gegeben, so wird es eine Aufgabe der Praxis sein, die größte Lochtiefe auf empirischem Wege aufzufinden. Anhaltspunkte hiefür liefern die praktischen Regeln:

Regel VII.	Für $^3/_4$" Bohrlochsweiten entsprechen die Lochtiefen	8"—12"
	" 1" " " " "	12"—18"
	" $1^1/_3$" " " " "	18"—24"
	" $1^3/_4$" " " " "	24"—36"
	" 2"—$2^1/_4$" " " " "	36"—60"

Diese Erfahrungsregeln können nur annähernde sein, indem in ihnen die Gesteinsbeschaffenheit nur insoweit berücksichtigt ist, als die Bohrlochsweite selbe regelt. Streng genommen müßte man für jedes Gestein empirisch das entsprechendste Geböhr und die dazu gehörige Lochtiefe bei Festhaltung von $^1/_3$ b. t. Ladungen suchen, ein Vorgang, der auch im guten Betriebe nicht außer Acht gelassen werden sollte.

Im Allgemeinen wird bei tieferen Löchern wegen des größeren Vorgebens um so mehr eine größere Ladung erforderlich sein, je fester das Gestein ist. Der Besatz wird in diesem Falle wegen des bedeutenderen Festigkeitsunterschiedes gegen das festere Gestein um so ungenügender sein und eine größere Ladungsvermehrung bedürfen. Da man aus diesen so wie aus den theoretischen (Regel IV) Gründen das Gebõhr stärker machen müßte, damit die größere Ladung leichter untergebracht werden könne, anderseits ein stärkeres Gebõhr der Festigkeit des Besatzes schadet, so wird daraus die Regel folgen:

Daß im festen und zähen Gesteine seichtere Bohrlöcher gemacht werden müssen, während in weicheren Gesteinen, welche eine geringere Ladung bedürfen, tiefere Löcher angezeigt sind.

Diese Resultate bestättigt die Erfahrung, und indem man die mehr oder weniger große nöthige Ladung für ein oder das andere Gestein als Erklärungsgrund zu Hilfe nimmt, stellt die bisherige Praxis ganz folgerichtig die Regel auf:

Regel VIII. { Daß im zähen, sowie auch im kurzklüftigen und verworrenen Gesteine seichte Bohrlöcher von 8" bis 12" Tiefe; im mittelzähen und grobklüftigen 10"—14" tiefe, und im spröden und mürben Gesteine aber 18"—20" tiefe Bohrlöcher gemacht werden sollen. Für den Stollen- und Streckenbetrieb entfallen als Mittel 15" tiefe Bohrlöcher.

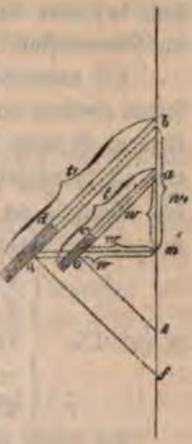
Es dürfte nicht uninteressant sein die eben gegebenen Regeln VII und VIII einer näherern Untersuchung zu unterziehen.

Nimmt man beispielsweise ein $^3/_4$" Gebõhr an, und denkt sich ein Bohrloch o a (Fig. 51) mit der k. W. L. = w geschlagen, das in einem Drittel genau die nöthige vermehrte Ladung faßt, so würde man zur Erlangung der normalen Schußwirkung die einzig mögliche Lochtiefe bei $^3/_4$" Gebõhr haben.

In demselben Gestein wird man nun kein tieferes Loch von $^3/_4$" Gebühr (z. B. o, b) mehr schlagen können, weil man die für w, erforderliche Ladung nicht mehr in $^1/_3$ dieses Loches unterbrächte. Wohl aber bleibt noch die Möglichkeit offen, daß man ein

tieferes Loch (o, b) mit weiterem (als $^3/_4$") Gebohr schlagen könnte, das genau die dem Schusse nöthige vermehrte Ladung in $^1/_3$ zu fassen vermag.

Fig. 51.



Das Erfahrungsschema (Regel VII) enthält keinen Widerspruch gegen diese Behauptung; wohl aber die Regel VIII, welche für zähe Gesteine ausschließlich nur seichte Löcher als möglich angibt.

Da nur tiefere Löcher offenbar eine billigere Arbeit erzielen, so wäre es von großem Interesse zu wissen, ob tiefere Löcher unter Voraussetzung einer Gebohrserweiterung auch wirklich geschlagen werden könnten. Diese interessante Untersuchung halten wir leider nicht für theoretisch durchführbar, da wir die Widerstandsfähigkeit des Besatzes nicht in Rechnung zu bringen vermögen. Würden sich die Widerstände der $^2/_3$ d. i. Besatze von zwei solchen Schüssen wirklich wie die Quadrate ihrer Querschnitte verhalten, und vermöchte man nebstdem in $^1/_3$ des erweiterten Bohrlochs die größere Ladung des tieferen Schusses, welche unter Voraussetzung sonst gleicher kraftmodificirender Umstände zur geringern Ladung des seichteren Loches in Proportion stehen müßte, — im weitern und tiefern Loche in $^1/_3$ wirklich unterbringen, so ließe sich diese Untersuchung theoretisch durchführen und mit Ja oder Nein beantworten. Allein diese Voraussetzungen sind nicht klar genug bestimmt, und es wird daher auch rathsamer sein, sich vorläufig an die Regel VIII zu halten, und die Möglichkeit tieferer weil weiterer Bohrlöcher anzuzweifeln. Erst bei der Ladungsberechnung werden wir zeigen, daß es nur eine einzige gute Lochtiefe gibt.

Erklären kann man sich schon jetzt dieses praktische Ergebniß zum größeren Uiberflusse wie folgt:

Bei tieferen Löchern steigt die normale Ladung in Folge des größeren Vorgebens in den 3. Potenzen des Letzteren, aber wegen des größern Ladungscoefficienten bei zähem Gestein besonders rapid. Die vermehrten Ladungen (wegen des ungenügenden Besatzes) aber müssen bei zähem Gestein noch rapider steigen, und daher die Möglichkeit erschweren, in $^1/_3$ die Ladung noch unterbringen zu können. Erweitert man auch das Bohrloch zu diesem Zwecke, so wird zugleich der Widerstand des Besatzes dadurch geschwächt, und es ist

höchst wahrscheinlich, daß diese Schwächung einen solchen Einfluß hat, daß eben tiefere und weitere Löcher nicht mehr gut zu wirken im Stande sind.

Ob anderseits auch seichtere (und schwächere) Löcher in demselben Gestein als das einzig mögliche tiefe Loch gemacht werden können, ist nicht der Mühe werth zu untersuchen, da die Praxis wie oft hervorgehoben so tiefe Löcher als nur möglich schlägt. Trotz des Mangels an triftigen Beweisen wollen wir uns aber jetzt schon nur an das Erfahrungsresultat halten,

Regel IX. { daß in demselben Gestein nur eine einzige Lochtiefe gut wirkt, und daß die Praxis immer dieses möglichst tiefe Loch schlagen muß, um billig d. i. mit Ersparung an Bohrkosten zu arbeiten.

Es dürfte zweckmäßig sein, den letztern Theil dieser Regel eingehender zu beleuchten. Da sich die Ladungen bei Voraussetzung des proportionirt widerstandsfähigen Besatzes [1]) wie die 3. Potenzen der k. W. L. (oder des Vorgebens) verhalten, und da jeder Schuß ein Normalschuß d. i. ein rechter Kegel ist, so kommt wegen der Gleichheit von $\frac{L}{w^3}:\frac{L_1}{w_1^3}$ für einen Cubikzoll des Auswurfskörpers in beiden Fällen ein gleich großes Pulverquantum, daher durch tiefere Löcher nichts an Pulver erspart wird. Wohl aber erspart man an Bohrlochsherstellung. Ist z. B. $w = 10''$ und $w_1 = 15''$, so stehen die Ladungen im Verhältniß zu den ausgeworfenen Körpern oder wie $10^3 : 15^3 = 1000 : 3375$. Man würde daher mit einem Loche von $w_1 = 15''$ mehr als 3mal mehr Körper als bei einem von $w = 10''$ ausschießen; oder man müßte mehr als 3 Löcher ($3\frac{1}{3}$) von $w = 10''$ anlegen, wo ein Loch von $w_1 = 15''$ ausreicht. $3\frac{1}{3}$ Löcher von $w = 10''$ erfordern aber gleich $3\frac{1}{3} \times 14 =$ beinahe 47" Bohrung, während 1 Loch von $w_1 = 15''$ nur 21" verlangt.

Die Bohrung des Letzteren ist also um mehr als die Hälfte an Länge geringer, wiewohl sie etwas stärker sein wird. Während aber der letztere Umstand erfahrungsgemäß von keiner so großen

---

[1]) welche Voraussetzung aber sehr fraglich und unwahrscheinlich ist, für diese Untersuchung aber immerhin angenommen werden kann.

Bedeutung ist, so stellt sich immerhin bei tiefern Löchern eine bedeutende Ersparung an Bohrkosten heraus. Eine weitere Folge hiervon ist auch der schnellere Stollen- und Streckenvortrieb.

c. Weite der Bohrlöcher.

Da die vermehrte Ladung in $^1/_3$ des Bohrloches untergebracht werden soll, so hängt die Weite der Bohrlöcher mit deren Tiefe auf das Innigste zusammen. Indem dieser Zusammenhang schon behandelt wurde, bleibt uns nur wenig mehr zur Ergänzung übrig.

Hat man unsere vorstehende Darlegung recht begriffen und ihr beigestimmt, so halten wir uns der Begründung unserer Regel X enthoben:

Regel X. { daß im innigen Zusammenhange mit der größten Tiefe des Bohrloches in jedem Gestein nur ein einziges Geböhr entspricht, und es muß die Praxis diese Geböhrsstärke im Verein mit der größten Lochtiefe auf dem Versuchswege ermitteln.

Anhaltspunkte für die Lösung dieser Aufgabe geben hauptsächlich die Regeln VII und VIII, sowie die praktische Regel:

Regel XI. { daß im zähen Gesteine weite, im spröden und mürben aber enge Bohrlöcher zu machen sind.

Dieser empirische Satz findet wie bemerkt seine Erklärung darin, daß im zähen Gestein mehr Ladung nöthig ist, daher auch das Loch weiter gemacht werden muß, um das nöthige Pulverquantum fassen zu können. Indessen ist die besagte Regel nicht ohne Widersprüche gegen die Regeln VIII und VII, nach welchen sprödes und mürbes Gestein tiefere Löcher, und diese nach VII weiter als seichte sind. In wie weit dieser Widerspruch gegründet ist, müssen wir dahin gestellt sein lassen; wohl aber dürfte zur Beseitigung desselben zu bemerken sein, daß die Regel VII ein sehr allgemein gefaßtes Schema vorstellt, welches ohne die doch nothwendige Berücksichtigung der Gesteinsbeschaffenheit nur mittlere Erfahrungsresultate wiedergibt, während anderseits sich die Regel XI als eine sehr begründete sehr gut erklären und rechtfertigen läßt.

Mit der ebengemachten Wiedergabe obiger Erfahrungsregeln könnten wir diesen Abschnitt für geschlossen betrachten; allein wir würden uns mit Recht des Vorwurfes zu großer Oberflächlichkeit schuldig machen, wenn wir des hitzigen Streites nicht erwähnen möchten, welcher unter den Fachleuten namentlich über die Geböhrstärke herrscht.

Dieser Streit besteht darin, daß Einige ein schwächeres Geböhr im Verein mit stärkerem Pulver vorziehen, während andere ein stärkeres Geböhr mit schwächerem Pulver für besser halten.

Es gibt vielleicht keine praktische Wissenschaft, in welcher wie in der uns beschäftigenden so vielerlei Meinungen und Widersprüche herrschen, weil die Standpunkte zu verschieden und mannigfaltig sind, von denen sich die einzelnen Fragen auffassen lassen, und weil anderseits die Verwicklung und der Zusammenhang die Auffindung der richtigen und vorherrschend maßgebenden Ursachen sehr erschweren.

Auch in der vorliegenden Frage über das Geböhr strömen so viele Ursachen und Gesichtspunkte zusammen, daß eine Polemik unvermeidbar erscheint, und obwohl wir möglichst objectiv sein wollen, und uns jeder Polemik ferne zu halten bemühen, so müssen wir doch bitten unsere Gesichtspunkte, unter welchen wir die beste Bohrlochsweite betrachten, mit einigen Wiederholungen entwickeln zu dürfen.

Im Vereine mit der Tiefe soll man durch die Weite des Bohrloches der Ladung die beste Form für die Verbrennung geben und zugleich der Flächeneinheit den größten Druck verschaffen. Es soll ferner die Ladung in höchstens $1/3$ des Bohrloches untergebracht, und dem Besatze im Sinne seines Querschnittes die größte Widerstandsfähigkeit ermöglicht werden.

Diese Anforderungen von so verschiedener Divergenz machen das unklar, was wir in der obigen Entwicklung über die conjungirte Tiefe und Weite des Bohrloches als einfach und selbstverständlich dargestellt haben.

Es dürfte nicht unrichtig sein zu behaupten, daß diese Verschiedenheit der Anforderungen eine gewisse Festsetzung nöthig mache, welche (als die wichtigste hervorgewählt) den Ausgangspunkt der Betrachtungen bildet, und welcher alle übrigen Forderungen möglichst anzupassen sind. Diese wichtigste Annahme in dem vorliegenden Falle scheint uns die Festsetzung der Höhe des Ladungscylinders zu

sein. Indem die Praxis diese mit $^1/_3$ der Bohrlochstiefe angenommen hat, erhält man zwar eine Cilinderkammer von durchschnittlich h = 6 d, d. h. des 6fachen Durchmessers zur Höhe. In Bezug auf eine vorangegangene Regel (IV) ist diese Form keine sehr vortheilhafte; aber nach den Resultaten der Praxis darf man schließen, daß bei der besagten Annahme der Nachtheil eines ziemlich hohen Cilinders in Bezug auf die Verbrennung des Pulvers, so wie in Rücksicht auf die $^2/_3$ t große Besatzlänge dem Nachtheile anderer bekannter Einflüsse entgegengesetzter Natur das Gleichgewicht hält. Die Praxis scheint, mit kurzen Worten gesagt, durch die Annahme von $^1/_3$ b. t. Ladungen den Punkt gefunden zu haben, in welchem die Einflüsse entgegengesetzter Natur ihre Nachtheile gegenseitig auf das Minimum beschränken und so den besten Effect ermöglichen. Es ist damit nicht gesagt, daß eine andere, u. z. geringere Kammerhöhe noch bessere Resultate erzielen könne; im Gegentheile, es ist wünschenswerth, daß in einem homogenen Gestein Versuche angestellt werden möchten, um das möglicherweise noch nicht ganz vollkommene Verhältniß der b. t. Ladungen schärfer zu bestimmen.

Ob die Möglichkeit dieses Problems, das sich nur empirisch lösen ließe, blos in unserer Phantasie liege, und ob ein solcher Vorgang in der That zu besseren Resultaten zu führen geeignet ist, wollen und können wir nicht entscheiden.

Wie dem auch sei, so würde es unklug sein, jetzt schon das anscheinend bewährte Verhältniß von $^1/_3$ b. t. Ladungen zu verwerfen.

Hält man aber irgend ein solcherweise festgesetztes Verhältniß der Cilinderhöhe zur Bohrlochstiefe fest, so ist gewiß, daß das Bohrloch um so weiter sein muß, je schwächer das Pulver, je tiefer das Bohrloch und je fester das Gestein ist, damit das richtige vermehrte Ladungsquantum eingesetzt werden kann.

Wenn daher Einige meinen, daß ein stärkeres Geböhr mit schwächerem Pulver besser sei, so haben sie innerhalb gewisser Grenzen (d. h. wenn nämlich das Pulver nicht zu schwach respective zu stark ist) eben so Recht, als andere, welche das Gegentheil behaupten, denn je nachdem eine Gruppe der vorhandenen entgegengesetzten Gründe vorwiegt, wird das Resultat ausfallen müssen.

Deßhalb glauben wir, daß die Ansicht „schwächeres Geböhr mit stärkerem Pulver vereint" keine ganz verwerfliche sei, wenn wir

auch durchaus nicht bis zu jener Uebertreibung dieser Annahme gehen wollen, zu welcher sich namentlich Gurlt verirret, der seine Widerlegung ganz treffend durch den sehr rationellen Berggeschworenen Graff gefunden hat. [1])

Im Allgemeinen aber ist die Schwierigkeit des Aufsuchens der Gründe, und die Unmöglichkeit, im Vorhinein und ohne Versuche ihr Uebergewicht zu bestimmen, die Ursache der Schwierigkeit der Sprengarbeit und erklärt nebstdem auch die Erscheinung, daß die verschiedensten Ergebnisse zum Vorschein kommen können und daß es ein Universalmittel für die Verbesserung der Sprengarbeit nicht gibt.

Das Labyrinth der Gedanken, welches sich vielleicht in keinem andern Stoffe als dem vorliegenden in so reichem Maße öffnet, mahnt sichtlich Jedermann zur Vorsicht bei dem Aufstellen anderer Schlüsse, als solche mit Recht aus der allgemeinen Erfahrung gezogen werden können. Deßhalb wollen wir uns auch vorläufig an die Annahme von $^1/_3$ d. t. Ladungen halten, mit welchen im Vereine der vorangegangenen Regeln die beste Lochstärke mit Beibehalt des gewöhnlichen Sprengpulvers zu suchen ist. Das stärkere Pulver aber im Vereine mit schwächerem Gebohr glauben wir vorläufig lieber in den Hintergrund stellen zu sollen.

Die Gründe, welche uns für die Beibehaltung des gewöhnlichen Sprengpulvers bestimmen, sind oberflächlich bereits in dem vorausgegangenen Capitel VII angegeben worden.

XII.

Die Größe der Ladung.

a. Das Ladungsgesetz.

Bis jetzt sind die Meinungen über das Ladungsgesetz getheilt; denn während die Einen glauben, daß sich die Ladungen wie die 3. Potenzen verhalten, meinen die Andern, daß sie im Verhältnisse der 2. Potenzen stehen.

---

[1]) Herr Gurlt hat nämlich zu starkes Pulver empfohlen, das nur im Vereine mit Hohlraum verwendbar sein dürfte.

Die Letzteren sind von der Ansicht geleitet, daß die Wirkung eines Bohrschusses in einer bloßen Trennung des Gesteins zu bestehen habe, und daß daher die Ladungen im Verhältnisse der 2. Potenzen stehen müssen, weil die Trennung von Kugeloberfläche zu Kugeloberfläche fortschreitet. Würde aber (so sagen diese) die Wirkung in einem Wurfe bestehen, wie er bei Minen verlangt (?) wird, so würde das Ladungsgesetz sich wie bei Minen nach den 3. Potenzen gestalten.

Nach den Entwicklungen unseres vorangegangenen III. Capitels glauben wir keinen Beweis mehr nöthig zu haben, daß ein Ladungsgesetz nach den 2. Potenzen nicht bestehen kann, weil wir eben dort bewiesen haben, daß unter allen Umständen die zum Vortrieb der Wellen verbrauchten Kräfte sich wie die 3. Potenzen der Wirkungshalbmesser verhalten. Ob nun die in Betracht gezogene Welle eine trennende oder eine sprengende Wirkung hervorbringe, ist dabei ganz gleichgültig.

So wenig es uns nach diesem mehr nöthig scheint, die Unrichtigkeit des Ladungsgesetzes nach den 2. Potenzen weiter darzulegen, so dürfte es doch nicht ohne Interesse sein, eine ähnliche Meinung bekannt zu machen, welche einst (1725) der äußerst geistreiche Kriegsingenieur Belidor gehegt hatte, ehe er seine neue Minentheorie ersann. Die Bekanntmachung dieser vorübergehenden Ansicht Belidor's ist um so zweckmäßiger hier am Platze, weil ihr gleichzeitig eine gegründete Widerlegung mitfolgt. [1])

In seinem Cours de Mathematiques läßt Belidor zwar die Meinung gelten, daß der Trichter und die Pulverladung zu einander sich wie Last und Kraft verhalten; nur verlangt er, daß man bei einem Schlusse von einer kleinern auf eine größere Mine [2]) oder umgekehrt, die Ladung nicht blos nach dem cubischen Verhältnisse der k. W. L. verändern, sondern dabei auch noch auf etwas anderes Rücksicht nehmen müsse.

„Es ist nämlich offenbar," sagt Belidor, „daß das entzündete Pulver erst den Zusammenhang der Erde trennen muß, ehe es die Erdmasse selbst herauswerfen kann. Es muß also seine Kraft theilen,

---

[1]) Entnommen Geuß pag. 86 f. f.

[2]) Hier sind Minen von derselben k. W. L. aber mit kleinem und großem Trichterhalbmesser gemeint.

und einen Theil davon auf die Cohäsion, einen andern aber auf die Schwere der Erde werfen."

Belidor räth deßwegen, daß man die Probemine so anlegen soll, daß man zuerst erfahre, wie viel Pulver erforderlich sei, um die Erde des Trichters ganz zu erschüttern, und zweitens, wie viel nachher zugethan werden müsse, um die aufgelöste Erde hinauszuwerfen. [1]) Da nun nach seiner damaligen Meinung die zu vernichtende Cohäsion sich nach der Oberfläche des Trichters richtet, und diese bei verschiedenen ähnlichen Trichtern im Verhältnisse der Quadrate einer gleichnamigen Seite stehen; und da ferner die zu hebenden Erdmassen nach den Körpern dieser Trichter im Verhältnisse der Würfel gleichnamiger Seiten zunehmen, so will er, daß man auf diese Art die Ladungen der übrigen Minen aus der Probemine mit Rücksicht auf diese beiden Umstände berechnen solle.

Diese Berechnungsart läßt sich in allgemeinen Ausdrücken wie folgt darstellen:

Es sei eine Mine von der k. W. L. $= a$, welche die Ladung $m + n$ erfordere, und wovon m für die Trennung und n für die Hebung entfalle. Man soll daraus die Ladung p für die Mine von der k. W. L. $= b$ berechnen.

Sei der Theil der Ladung p, welcher auf die Cohäsion verwendet wird $= x$, so ist, da

$$a^2 : b^2 = m : x$$

$$x = \frac{m b^2}{a^2}.$$

Sei ferner der Theil der Ladung p, welcher zur Hebung der gelockerten Masse erforderlich ist $= y$, so ist, da

$$a^3 : b^3 = n : y$$

$$y = \frac{n b^3}{a^3}.$$

Da nun $p = x + y$, so wird auch

$$p = \frac{m b^2}{a^2} + \frac{n b^3}{a^3} = \frac{b^2}{a^3}(a m + n b) \text{ sein.}$$

Wenn man also beispielsweise durch Versuche erfahren hätte, daß eine Mine von 8 Fuß k. W. L. eine Ladung von 70 Pfd.

---

[1]) Da bei Trichterminen eine bedeutende Gasausströmung nach der Richtung der k. W. L. stattfindet, so wäre auch dieser Kraftverlust zu berücksichtigen, was Belidor außer Acht läßt.

bedürfe (nämlich 50 Pfd. zur Trennung und 20 Pfd. zur Hebung), so würde man nach dieser Formel auch leicht erfahren können, wie viel Ladung eine Mine von der k. W. L. = 20 Fuß bedürfe.

Es wird nämlich

$$P = \frac{20^2}{8^3} (50 \times 8 + 20 \times 20) = \frac{400}{512} \cdot 800 = 625 \text{ Pfund}$$

sein.

Der Unterschied dieser Berechnungsart von derjenigen, wo man blos nach den Würfeln der k. W. L. rechnet (nämlich $L : l = W^3 : w^3$ $L = \frac{1}{w^3} W^3 = \frac{70}{8^3} 20^3 = 1094$ Pfd.) ist allerdings beträchtlich. Inzwischen ist dieser Unterschied der Belidor'schen Ladungsberechnung von der gewöhnlichen nicht immer so beträchtlich als in dem vorliegenden Zahlenbeispiele. Es gibt vielmehr auch Fälle, wo der Unterschied umgekehrt stattfindet, indem die gewöhnliche Berechnungsart für Minen von 1 bis 7 Fuß k. W. L. zu wenig Ladung angibt.

Indessen hat die Belidor'sche Theilungsberechnung noch die Schwäche, daß man mittelst eines Versuches die Größe der Theilung nicht genau bestimmen kann, die Belidor nur beispielsweise ansetzt. Wenn nämlich die Probemine auf die gewöhnliche Art angelegt wird, d. h. so, daß die Mine ihre volle Trichterwirkung macht, so erfährt man immer die ganze Ladung (m + n), und die Schwierigkeit besteht nur darin, jeden Theil der Summe genau zu bestimmen. Dieß glaubt Belidor dadurch zu überwinden, daß er vorschlägt, die Mine zuerst so schwach zu laden, daß man nur auf der Oberfläche Merkmale ihrer Wirkung sieht; sodann aber sei diese gemachte Dampfmine noch einmal zu laden u. z. mit so viel Pulver, als zum Herauswerfen des Trichters nöthig ist. Wider dieses unrichtige Verfahren macht schon ein gewisser Lehnberg in den Schriften der schwedischen Academie [1]) die sehr begründete Bemerkung, daß die zu schwach geladene erste Mine nie den Theil m für sich allein geben könne, sondern daß dieser jedesmal schon mit dem zweiten Theile n etwas vermischt sei. Indem der erste Theil der Ladung die Erde auflockert, und sich dieses Pulver durch seine Wir-

---

[1]) Svenska Vetenskaps Academ. Handlingar, for År 1749 pag. 302.

kung aus der Tiefe bis auf die Oberfläche emporarbeitet, muß auch bereits ein Theil der Schwere der Masse schon überwunden werden.

Herr Lehnberg hält es daher (sehr begründet) für unmöglich, die richtige Theilung durch eine 2mal geladene Mine zu erfahren; dabei bemüht er sich, mittelst zweier Versuche die gesuchten Theile zu berechnen. Er sagt nämlich:

„Wenn man zu einer Mine, deren k. W. L. = a die Ladung p, und zu einer andern von der k. W. L. = b die Ladung q gebraucht hat, so untersuche man, ob $q = \frac{b^3}{a^3} p$ oder $= \frac{b^2}{a^2} p$ sei. Findet man das erste, so ist offenbar, daß die gewöhnliche Meinung die richtige sei, nämlich daß die Ladung allein zum Erheben der Erdmasse verwendet worden ist [1]). Findet hingegen die 2. Gleichung statt; so könnte man schließen, daß die Trennung des Zusammenhanges bei einer Mine das Hauptsächlichste wäre, und daß also das Herausheben nur etwas Beiläufiges sei (?). Da aber wahrscheinlich keines von beiden (?) stattfinden wird, so kann man ein Verfahren anwenden, um zu eruiren, wie viel von der Ladung p auf das Erheben und auf das Trennen verwendet worden ist. Man setze den ersteren Theil = r, so ist der aufs Trennen kommende = p — r. Eben so sei von q zum Erheben s und zum Trennen = q — s gebraucht worden.

Nun ist nach Belidor's Voraussetzung:

$$a^3 : b^3 = r : s \text{ mithin } s = \frac{b^3}{a^3} r$$

Eben so ist:

$$a^2 : b^2 = p - r : q - s, \text{ also auch:}$$

$$a^2 : b^2 = p - r : q - \frac{b^3}{a^3} r.$$

Dieß gibt die Gleichung:

$$b^2 p - b^2 r = a^2 q - \frac{b^3}{a^3} r, \text{ woraus:}$$

$$r = \frac{a b^2 p - a^3 q}{(a - b) b^2}.$$

---

[1]) Herr Lehnberg irrt sich hier offenbar, weil man für ähnliche Trichterminen immer $p : q = a^3 : b^3$ finden muß, ohne daß deßwegen die Ladung blos zum Heben des Trichters verwendet worden wäre. Das Ladungsgesetz bleibt unter allen Umständen im Verhältnisse der 3. Potenzen sowohl für **Dampf-** als für **Trichterminen.**

Und da weiter der auf die Trennung verwendete Theil der Ladung =

$$p - r = p - \frac{a b^2 p - a^3 q}{(a - b) b^2}$$

so findet man diesen dadurch gleich:

$$\frac{a^3 q - b^3 p}{(a - b) b^2}$$

Mit diesen Lehnberg'schen Formeln ließen sich nun in der That die beiden Theile der Ladung leicht berechnen; allein die Formeln beruhen auf keinen richtigen Voraussetzungen, da die Belidor'sche Gleichung $a^2 : b^2 = p - r : q - s$ ganz bestimmt unrichtig ist, weil auch für das Trennen die verwendeten Kräfte in den 3. Potenzen der k. W. L. stehen. Endlich ist zweitens die Belidor-Lehnberg'sche Berechnungsmethode eine ganz überflüssige, weil sie für die Berechnung ähnlicher Trichterminen bestimmt ist, und diese kürzer nach der gewöhnlichen Formel $L : l = W^3 : w^3$ berechnet werden.

Indem wir glauben, daß wir durch die Wiedergabe der vorstehenden Berechnung einen unsere Gegner widerlegenden Beitrag gegeben haben, so scheint uns nur noch ein einziger Einwurf derselben zu beheben zu sein. Es ist nämlich von diesen sehr geehrten Herren üblich, die Frage einzuwerfen: wie es denn aber komme, daß die bewährten $^1/_3$ bohrlochstiefen Ladungen dem quadratischen Verhältnisse zu den Bohrlochstiefen näher stehen, und daher das cubische Verhältniß sich als zu groß erweise?

Dieser Einwand ist nur ein scheinbar richtiger und beruht auf falschen Berechnungen. Es läßt sich überhaupt aus den bestehenden praktischen Ladungen das Ladungsgesetz gar nicht nachweisen, weil mit vermehrten Ladungen geschossen wird, und der $^2/_3$ lange Besatz auch bei Verengung resp. Erweiterung des Gebohrs nicht ein sich gleichbleibender kraftmodificirender Faktor ist. Im Verlaufe dieses Capitels werden wir eingehender darauf zurückkommen und zeigen, zu welchen Täuschungen man leicht gerathen kann.

b. Die Berechnung der Ladung.

Wenn die Bohrschüsse so angelegt werden könnten, daß man immer einen vollkommen hinreichenden Besatz beim Schusse hätte,

und sonach nicht mit vermehrten Ladungen schießen müßte, so würde die Berechnung der normalen Ladungen gar keiner Schwierigkeit unterliegen.

Es ist klar, daß die Ladungen dieser ähnlichen Schüsse in den 3. Potenzen der k. W. L. stehen müßten, und die allgemeine Formel

$$l : l_1 = w^3 : w_1^3 \text{ oder}$$

$$l = \frac{l_1}{w_1^3} w^3 = g\, w^3, \text{ wobei } g$$

der Ladungscoefficient des Gesteins ist, würde unbedingt gültig sein. Würde man beispielsweise finden, daß für einen Schuß von einer k. W. L. $w_1 = 12''$ im Sandsteine bei vollkommen genügendem Besatze eine Ladung von 4 Loth genügt, so würde der Ladungscoefficient für diesen Sandstein $g = \frac{4}{12^3} = 0{\cdot}0023$ und mit der Ladungsformel $g = 0{\cdot}0023\, w^3$ würde man in diesem Gestein alle verschieden tiefen Schüsse berechnen können. Klar wäre es nun, daß man auch beliebig verschieden tiefe Schüsse anlegen könnte, weil die Verschiedenheit des Besatzwiderstandes nicht besteht. Eben so gewiß ist, daß für jedes andere Gestein leicht ein Ladungscoefficient bestimmt werden könnte.

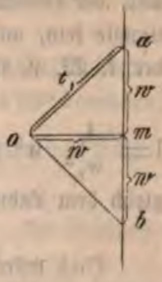
Bei dem Umstande eines vollkommen genügenden Besatzes würde ein sehr leichtes Verfahren bestehen.

Selbst wenn man mit vermehrten Ladungen wegen Mangel an genügendem Besatze schießen muß, so würden diese Verhältnisse auch einfach bleiben, und die Ladung mit einer Formel berechnet werden können, wenn der Widerstand des $^2/_3$ t (oder allgemein $\frac{t}{x}$) langen Besatzes bei allen Tiefen des Bohrloches ein sich gleichbleibender kraftmodificirender Umstand bliebe. Dieß nun ist aber leider nicht der Fall, denn bei $^1/_3$ b. t. Ladungen beispielsweise wächst der Widerstand des $^2/_3$ t langen Besatzes mit der Tiefe des Bohrloches. Es werden daher seichte Löcher verhältnißmäßig mehr, und tiefe verhältnißmäßig weniger Ladung bedürfen, als eine Formel angibt.

Die Wichtigkeit dieses Beweises möge uns erlauben, etwas ausführlicher sein zu dürfen.

Nach der allgemeinen Regel sind die Bohrlöcher stets so angelegt, daß das Vorgeben w (Fig. 52) ungefähr dem Cosinus des Winkels

Fig. 52.



von 45° gleich ist. Die Bohrlochstiefe t ist sodann als die Hypothenuse des rechtwinklichen Dreiecks a o m gleich $t = \sqrt{w^2 + w^2} = w\sqrt{2}$.

Für Schüsse von w = 12 Zoll ist $t = 12\sqrt{2} = 17$ Zoll, welcher Bohrlochstiefe nach Regel VII eine 1″ Geböhrsweite entspricht. Die $\frac{1}{3}$ bohrlochstiefe Ladung l, welche einen guten (gleichseitigen Trennungs-) Schuß wirft, wird daher ungefähr betragen

$$l = \pi r^2 h = \frac{22}{7}\left(\frac{1}{2}\right)^2 6 = 4{\cdot}7$$ Cubikzoll Pulver, oder erfahrungsgemäß = **6 Loth**, wodurch für den Cubikzoll Pulver $= \frac{6}{4{\cdot}7} = 1{\cdot}277$ Loth entfällt.

Für Schüsse von w = 15″

ist $t = 15\sqrt{2} =$ rund 21″ Bohrlochstiefe, welcher $1\frac{1}{3}$ Bohrlochsweite entspricht.

Die $\frac{1}{3}$ bohrlochstiefe Ladung l beträgt demnach $l = \pi r^2 h = \frac{22}{7}\left(\frac{4}{6}\right)^2 7 =$ rund 10 Cub.″ $= 10 \times 1{\cdot}277 =$ rund **13 Loth** Pulver.

Für Schüsse von w = 18″

ist $t = 18\sqrt{2} =$ rund 25·5″ Bohrlochstiefe, welcher $1\frac{3}{4}$″ weites Geböhr entspricht.

Die $\frac{1}{3}$ bohrlochstiefe Ladung l beträgt demnach $l = \pi r^2 h = \frac{22}{7}\left(\frac{7}{8}\right)^2 8{\cdot}5 = 20{\cdot}4$ Cubikzoll = **26 Loth** Pulver.

Für Schüsse von w = 24″

ist $t = 24\sqrt{2} =$ rund 34″ Bohrlochstiefe, welcher ein 2″ weites Geböhr entspricht. Die $\frac{1}{3}$ b. t. Ladung $l = \pi r^2 h = \frac{22}{7}(1)^2 12 =$ rund 38 Cub.″ = **48 Loth** Pulver.

Weil nun nach Angabe der Praxis diese Ladungen wirklich gleichseitige Trennungsschüsse werfen, so sind es richtig vermehrte Ladungen, welche genau den ungenügenden Besatz decken. Bestände nun die Voraussetzung, daß der Widerstand des $\frac{2}{3}$ t langen

Besatzes in allen Tiefen gleich oder proportionirt sei, so würden also bei solchen Schüssen alle kraftmodificirenden Umstände proportionale sein, und auch die Ladungen im Verhältnisse zu den Cuben der k. W. L. stehen, und sich verhalten

$$l : l_1 = w^3 : w_1{}^3$$ woraus

$l = \frac{l_1}{w_1{}^3} w^3$ und wenn man das Ergebniß eines Versuches $\frac{l_1}{w_1}$ gleich dem Ladungscoefficienten g setzt, so würde

$$l = g\, w^3$$ sein.

Dieß wäre nun die allgemeine Ladungsformel für Bohrschüsse von vermehrten Ladungen im Gestein.

Da nun endlich bei einer k. W. L. von $w_1 = 12''$ die Ladung $l_1 = 6$ Loth beträgt, so berechnet sich der Ladungscoefficient aus diesem Beispiele mit $g = \frac{6}{12^3} = 0{\cdot}0035$ und es geht die allgemeine Ladungsformel $l = g\, w^3$ über in $l = 0{\cdot}0035\, w^3$.

Berechnet man sich mit dieser Formel die Ladungen der obigen speciellen Beispiele, so erhält man für Schüsse von:

$w = 12''$ die Ladung $l = 0{\cdot}0035 \times 12^3 = 6$ Loth
$w = 15''$ „ „ $l = 0{\cdot}0035 \times 15^3 = 12$ Loth
$w = 18''$ „ „ $l = 0{\cdot}0035 \times 18^3 = 22$ Loth
$w = 24''$ „ „ $l = 0{\cdot}0035 \times 24^3 = 48$ Loth

und man erhält nach Vergleich dieser Ladungen mit den obigen praktischen eine Uebereinstimmung, welche nichts zu wünschen übrig läßt, trotzdem die praktischen Ladungen nur allgemeine ohne Rücksicht des Gesteins sind.

Zu bemerken hierbei ist, daß wir die k. W. L. nicht wie bei vorangegangenen Betrachtungen aus dem Mittelpunkt der Ladung, sondern aus dem Ende des Bohrloches gezogen und in Rechnung gebracht haben, welcher Vorgang bei Gebrauch obiger Formel mit $g = 0{\cdot}0035$ immer beibehalten bleiben müßte.

Es läge demnach gar kein Grund vor, warum man nicht auch vermehrte Ladungen nach der allgemeinen Formel $L = g\, w^3$ sollte berechnen können. Wenn man dadurch auch nur Annäherungsladungen für Gestein im Allgemeinen erhielte; wenn auch höchst wahrscheinlich in jedem Gestein nur eine einzige Bohrlochsweite und Tiefe besteht, und eine allgemeine Formel nicht sehr nutzanwendbar scheint; so würde man sich dennoch nicht verhehlen

können, daß man mit ihr zu Anhaltspunkten gelangen würde, mit welchen sich in der Ausübung die richtigen Bohrlochs-Tiefen und Weiten annähernd finden ließen.

Würde man nämlich mit Hülfe der Formel $L = 0 \cdot 0035$ die Ladungen verschieden tiefer Bohrlöcher von z. B. 6" bis 60" berechnen; würde man ferner mit der Formel $w = \frac{t}{\sqrt{2}}$ die zugehörigen Widerstandslinien und mit der Formel $d = 2\sqrt{\frac{L}{1 \cdot 277 \pi h}}$ die Gebohrsstärken berechnen und diese Daten in eine Tabelle zusammen tragen, so würde die Praxis sehr nützliche Anhaltspunkte gewinnen.

Allein führt man diese Rechnung aus, so zeigt sich beispielsweise für ein 6" tiefes Bohrloch $w = \frac{t}{\sqrt{2}} = 4 \cdot 243$; $L = 0 \cdot 0038\, w^3 = 0 \cdot 2896$ Loth und die Geböhrsstärke $d =$ circa $0 \cdot 02$ Zoll. Man sieht, daß offenbar sowohl die Ladung als die Geböhrsstärke eine zu geringe ist, die nicht bestehen kann. In der Praxis wird man einem 6" tiefen Loche $^3/_4$" Geböhr geben und die $^1/_3$ b. t. Ladung ist ohne Vergleich bedeutend größer als 0·2896 Loth.

Ebenso wird man für die folgenden Tiefen von 6" aufwärts bis gegen 17" mit obiger Formel weder richtige Ladungen noch Geböhrsstärken erhalten. Sie werden beide immer zu klein ausfallen.

Anderseits erhält man für Schüsse von $t = 36$" aufwärts wieder zu große Ladungen und Geböhrsstärken.

Es würde demnach die obige Formel $L = 0 \cdot 0035$ nur für die mittlern Lochtiefen von circa 18" bis 36" brauchbar sein.

Wenn wir andere Annahmen als die durchgeführten (günstigsten) machen, so erhalten wir noch bessere Einsicht in die Unmöglichkeit des Bestehens einer Ladungsformel für vermehrte ($^1/_3$ b. t.) Ladungen.

Nehmen wir also zum weitern Beispiele an, daß die k. W. L. nicht vom Ende des Bohrlochs, sondern, wie es folgerichtiger sein würde, aus der Mitte der Ladung gezogen würde, so ist die Hypothenuse des rechtwinkligen Dreieckes a o m (Fig. 52) nur $^5/_6$ der Bohrlochstiefe, und es berechnet sich die Bohrlochstiefe aus geometrischen Gründen durch die Formel $t = w\sqrt{2} + \frac{w\sqrt{2}}{5}$.

Nimmt man ferner an, daß 1 öſtr. Cub. Fuß Pulver 54 öſtr. Pfund wiegt, ſo entfällt (das Pfund zu 32 Loth gerechnet) 1 Cub. Zoll Pulver genau gleich 1 Loth wiegend.

Mit dieſen Vorausſetzungen gerechnet, iſt

bei w = 6″; t = 10·18″ u. die ⅓ d. t. L = 1·5 C.″ = 1·5 Loth
bei w = 8″; t = 13·574″ „ „ „ = 3.55 C.″ = 3½ „
bei w = 10″; t = 16·97″ „ „ „ = 4·39 C.″ = 4½ „
bei w = 12″; t = 20·362″ „ „ „ = 9·47 C.″ = 9½ „
bei w = 15″; t = 25·45″ „ „ „ = 20.39 C.″ = 20½ „
bei w = 18″; t = 30·543″ „ „ „ = 24·476 C″ = 24½ „
bei w = 24″; t = 40·722″ „ „ „ = 42.62 C.″ = 42½ „

Berechnet man ſich endlich aus jedem dieſer Beiſpiele $\frac{L}{w^3}$ = dem Ladungscoëfficienten, ſo erhält man für

w = 6″ . . . . g = 0·00694
w = 8″ . . . . g = 0·00683
w = 10″ . . . . g = 0·00450
w = 12″ . . . . g = 0 00550
w = 15″ . . . . g = 0·00607
w = 18″ . . . . g = 0·00420
w = 24″ . . . . g = 0·00308.

Nimmt man daraus den mittleren proportionirten Ladungscoëfficienten zur Benützung der allgemeinen Ladungsformel, ſo erhält man dieſen mit g = 0·0053, und die allgemeine Ladungsformel, für dieſe Umſtände angepaßt, wäre

$$L = 0{\cdot}0053\ w^3.$$

Mit dieſer Ladungsformel die Ladungen berechnet, ergibt ſich für:

w = 6″ . . . . L = 1·0648 Loth
w = 8″ . . . . L = 2·7136 „
w = 10″ . . . . L = 5·3 „
w = 12″ . . . . L = 9·1584 „
w = 15″ . . . . L = 17·8875 „
w = 18″ . . . . L = 30·909 „
w = 24″ . . . . L = 73·267 „

Vergleicht man nun dieſe Ladungen mit den obigen praktiſchen, ſo merkt man ſolche Differenzen, daß es einleuchtend iſt, daß bei geringen k. W. L. zu kleine, bei größern aber zu große Ladungen

entfallen, und daß die oben gesagte Unmöglichkeit einer Ladungsformel für vermehrte Ladungen wirklich besteht. Diese Ergebnisse bleiben immer aufrecht, man möge was immer für einen Ladungscoëfficienten bestimmen. Daraus erhellt nun, daß der $^2/_3$ b. t. lange Besatz kein gleichmäßiger sei, und daß auch selbst bei vermindertem Geböhr bei seichten Löchern und bei vergrößertem Geböhr bei tiefern Löchern der Widerstand des Besatzes im erstern Falle verhältnißmäßig sich geringer, im letztern aber größer zeigt.

Wenn man nun durch eine bessere Entzündung, resp. Verbrennung der Ladung und besonders aber durch Herstellung eines widerstandsfähigern Besatzes dahin gelangen würde, statt $^1/_3$ b. t. Ladungen etwa selbst nur $^1/_4$ b. t. Ladungen anwenden zu können, so würde dieß wohl ein Gewinn für den Betrieb der Sprengarbeit sein, aber immerhin noch nicht die herrschenden Verhältnisse umstoßen: daß nämlich mit vermehrten Ladungen geschossen werden müsse, daß der sich gleich bleibende $\left(\frac{t}{x}\right)$ lange Besatz kein gleichmäßig widerstehender für alle Tiefen sei, und daß endlich die Anwendung einer Ladungsformel für vermehrte Ladungen undurchführbar ist.

Endlich erhellt aus dieser Darlegung ganz deutlich, daß für jedes Gestein es nur ein einziges bestimmt tiefes und weites Bohrloch gibt, mag man nun $^1/_3$, $^1/_4$ oder $^1/x$ bohrlochstiefe Ladungen gebrauchen.

Aus Allem diesen erlauben wir uns den Schluß zu ziehen,

Regel XII. daß man bei der Annahme von $^1/_3$ b. t. Ladungen verbleiben solle, in so lange man nicht geringer hohe Ladungen wird anwenden können, sowie daß es sehr ungerechtfertigt ist (wie es manchmal geschieht), sogar $^1/_2$ b. t. Ladungen zu gebrauchen.

Je geringer hohe Ladcylinder man anzuwenden vermag, desto besser wird der Betrieb technisch geleitet sein.

XIV.

Die volle Verwerthung der Sprengkräfte.

Mit dem Ende des vorigen Capitels könnten wir unsere theoretischen Grundsätze des Sprengens für geschlossen betrachten, und sie der Praxis zur Läuterung übergeben.

Wenn wir auch im Ganzen nichts wesentlich Neues gebracht haben, so hoffen wir doch solche theoretische Grundsätze niedergelegt zu haben, welche eine Uebersicht und einen Zusammenhang des Ganzen ermöglichen.

Erstreben unsere mangelhaften Grundsätze dieses hohe, aber schwierige Ziel in oberster Linie, so glauben wir nicht ungerechtfertigt zu sprechen, wenn unser zunächst praktisches Ziel die Verbesserung und größere Billigkeit der Sprengarbeit gewesen sei.

Mit den oben angegebenen Mitteln, die Pulverkraft voll auszunützen, war zunächst die reelle Verwerthung des gewöhnlichen und billigen Sprengpulvers und die Ausnützung der Kraft einer vereinzelten Ladung vermeint. Indessen liegt immer noch die Möglichkeit offen, durch künstliche Mittel auch andere und vornehmlich schärfere Präparate in Verwendung zu ziehen, und anderseits sollte getrachtet werden, durch die Vereinigung der erschütternden Wirkung mehrerer gleichzeitiger Schüsse deren Nutzeffect zu steigern.

Wir glauben daher, daß eine vollständige Theorie auch noch enthalten müsse:

1. das Zusammenwirken mehrerer Schüsse, und

2. das künstliche Mittel, welches schärfere Sprengpräparate anzuwenden gestattet. Letzteres besteht im Gebrauche des Hohlraums. Hiebei wäre die Untersuchung vorzunehmen, in wie weit der hohle Raum auch im Verein mit gewöhnlichem Sprengpulver anwendbar sei.

Der Zweck dieser Untersuchungen ist die größere, resp. billigere Gesteinsgewinnung durch die volle Verwerthung der Sprengkräfte.

XV.

Die Zusammenwirkung gleichzeitig gezündeter Schüsse.

Schon bei Gelegenheit des Vortrages der electrischen Zündung, sowie auch an einer spätern Stelle haben wir auf den großen Vortheil des Zusammenwirkens mehrerer gleichzeitig gezündeter Schüsse nicht blos aufmerksam gemacht, sondern einen solchen Vorgang auch empfohlen, und den Werth desselben mit Erfahrungsbelegen unterstützt.

Da dieser Gegenstand bisher schon mehrfach angeregt wurde, und sein Nutzen von Niemandem bezweifelt wird, so scheint es zu verwundern, daß das Zusammenwirken gleichzeitig gezündeter Schüsse noch keine praktische Verwerthung in der Bergtechnik gefunden hat. Der Grund dieser Unterlassung kann wohl nicht die Indolenz sein, da so viele strebsame und hochgebildete Männer der Sprengarbeit jene volle Aufmerksamkeit zuwenden, welche die Sache verdient. Die Ursachen liegen vielmehr:

1. in der Furcht, die nothwendige Gesteinsspannung im Stollen zu verletzen und Unglücke herbeizuführen, und
2. in dem Mangel der Vorrichtungen, die Zündung mehrerer Schüsse wirklich gleichzeitig bewirken zu können.

ad 1. Die erste Ursache anbelangend, ist ihre Bedeutung und Begründung nicht zu verkennen. Wir sind unserer Stellung gemäß wohl nicht in der Lage, das richtige Urtheil fällen zu können, in wie weit und wie oft ohne Verletzung der Gesteinsspannung das Zusammenwirken mehrerer Schüsse statthaft sei; allein nach den eingeholten Meinungen über diesen Gegenstand zu urtheilen, wird die Anwendung selten, und in keinem Falle aber in bedeutenderem Maße stattfinden können, was wohl durch die verhältnißmäßig geringe Ortsfläche seine Erklärung findet. Im Allgemeinen dürften wohl sehr selten mehr als 2 Schüsse gleichzeitig abgesprengt werden können. Wo man dieß aber zu thun vermag, da sollte füglich dieses Verfahren nicht außer Acht gelassen werden, indem auch bei nur 2 Schüssen diese weiter als gewöhnlich von einander gestellt

werden können, und der Gewinn dieser Anlage eine schon nachgewiesene bedeutendere Ersparung an Bohrkosten mit sich bringt.

ad 2. Die zweite Ursache anbelangend, ist der Mangel an geeigneten Zündvorrichtungen nicht ganz ohne Grund. Die electrische Zündung, welche sich vorzüglich für diesen Zweck eignet, ist bisher zu neu und undurchführbar gewesen, und würde sie dieß auch nicht sein, so bliebe dennoch ihre Anwendung so fraglich und beschränkt, daß bei allgemeinen Betrachtungen auf sie gar keine Rücksicht genommen werden kann. In der Praxis wird unbedingt eine möglichst wenig umständliche Zündung gefordert, mit welcher aber bei den vorhandenen Mitteln die gleichzeitige Wirkung sehr in Frage gestellt bleibt. Es läßt sich weder die Brenndauer der Schwefelmännchen oder dergleichen Vorrichtungen bei den ältern Zündmethoden, noch aber die der höchst ungleich brennenden Bickfordzünder so reguliren, als es erwünscht ist.

Wenn es uns nicht als eine Unbescheidenheit ausgelegt werden könnte, möchten wir unsere Patent-Zünder zu diesem Zwecke empfehlen, deren sehr gleichmäßige Brenngeschwindigkeit in so weit genügend erscheint, als es praktisch und erfahrungsgemäß nöthig ist. Werden gleich lange Schnüre verladen, sind vornehmlich die Bohrlöcher gleich tief (weil die Brenngeschwindigkeit der im Besatze verladenen und gepreßten Schnur geringer ist), so ließe sich bei gleichzeitigem Anzünden der Schnüre ein hinreichend zweckentsprechendes Resultat erwarten.

Indem wir über die Nützlichkeit und Durchführbarkeit der gleichzeitigen Zündung mehrerer Schüsse gesprochen haben, versäumten wir, die theoretischen Gründe aufzuführen, warum und auf welche Weise ihre Wirkung eine größere ist, als wenn die Schüsse einzeln abgethan werden.

Entzündet man nämlich nebeneinander liegende Schüsse gleichzeitig, so werden die kugelförmigen Wirkungswellen sich kreuzen (Fig. 53). Da nun nach den Gesetzen der Physik an den Kreuzungspunkten die Wellenhöhen gleich der Summe der Höhen der sich durchkreuzenden Wellen sind, die Wellenhöhen aber mit der ihnen innewohenden Schwingungskraft correspondiren, so ist ersichtlich, daß die Leistung gleichzeitig gezündeter Schüsse größer als bei nach einander abgethanen sein muß.

Fig. 53.



Als unsere nächste Regel der bergmännischen Sprengarbeit werden wir daher aufführen:

Regel XIII. daß man trachten solle, mehrere Schüsse gleichzeitig zu entzünden, weil dieselben sodann weiter von einander gestellt werden können, und daher eine namhafte Ersparung an Löcherbohren erzielt wird.

XVI.

Der Hohlraum.

Der vorzüglichste Zweck des hohlen Raumes ist, starke oder brisante Sprengpräparate der praktischen Verwendbarkeit zuzuführen.

Mit der Besprechung dieses Gegenstandes betreten wir eine sehr schwierige und noch offene Frage in unserer Special-Wissenschaft, und ist die Geschichte des Hohlraumes in der Minirkunst wie in der Bergtechnik eben so interessant, als sein innerstes Wesen irreführend und räthselhaft erscheint. Die Erfahrung weist nämlich viele Versuche auf, wo er sich bewährt, anderseits aber vielleicht noch mehrere, wo ein Nutzen des Hohlraumes nicht constatirt werden konnte. Thatsächlich ist nur so viel, daß man ihn in der Minirkunst bei allen Minenladungen gut verwendet, indem man nämlich in der Kammer einen Hohlraum von ungefähr $1/3$ der Pulverkastengröße oder besser von 6″ über dem Pulverkasten beläßt. Mit sehr

großem Vortheile wenden die Mineure den Hohlraum bei der Demolirung von geschlossenen Räumen an, und hat die Erfahrung beispielsweise bei der Zerstörung von Revetementsgallerien gelehrt, daß man damit circa $\frac{1}{5}$ der Pulverladung ersparen kann. Bei Verwendung der Schießbaumwolle für Minen hat man ferner gefunden, daß jeder in Erde versenkten Ladung unbedingt ein Hohlraum von der dreifachen Größe der Ladung gegeben werden muß, wenn ein günstiges Resultat erwartet werden soll. Obwohl man zu diesem Zwecke die Baumwolle mit hydraulischen Pressen so stark zusammenpreßt, daß 5 Cubikfuß 1 Centner wiegen, zum Zwecke, um die schnelle Verbrennung dieses explosiven Stoffes zu hemmen, so genügt dieses Verfahren dennoch nicht, sondern es muß der Ladung überdieß noch der oben besagte Hohlraum gegeben werden. Für Bohrschüsse in Mauerwerk und Felsen hat sich ebenfalls gezeigt, daß mit Schießwolle ohne einen Hohlraum keine günstigen Resultate zu erzielen sind, wie denn endlich auch ein dynamischer Effect in Geschütz und Gewehren nur mit hohlen Baumwoll-Cilinder-Ladungen erreicht werden konnte.

Dieß sind in Kürze die Fälle, in welchen die Kriegstechnik einen Hohlraum bei Pulver- und Schießwollladungen gebraucht.

In der Bergtechnik sind wohl auch viele Anstrengungen gemacht worden, den Hohlraum nutzbar zu machen, allein im Allgemeinen wurden so wenig günstige Resultate bei Pulverladungen erzielt, daß der Gegenstand immer wieder fallen gelassen wurde, und nur sporadisch auftaucht und wieder verschwindet. Unter diesen Bemühungen sind vorzüglich die Versuche Schroll's hervorzuheben, welche Wentzel im Bergmännischen Journal III. Jahrg. II. Bd. 1770 unter dem Titel „Neue Erfahrungen über das Schießen" veröffentlicht, und die wir aus dem Grunde wiedergeben, weil sie nicht ohne Interesse sind.

Schroll's Ladetabelle der Bohrschüsse mit Luftbesatz.

Tiefe der Bohrlöcher in Zollen	Loth kleinkörniges Pulver mit Luftbesatz und in Patronen gefüllt	Loth grobkörniges Pulver ohne Luftbesatz und ohne Füllung in Patronen
12	2	3
15	3	$4^1/_2$
18	4	6
21	5	$7^1/_2$
24	6	9
27	7	$10^1/_2$
30	8	12

Zu dieser Tabelle wäre zu bemerken, daß Schroll den Hohlraum bei feinkörnigem (und daher wahrscheinlich auch stärkerem) Pulver nützlich fand, und daß er ihn zwischen der Ladung und dem Besatze anwendete, wie dieß schon die Bezeichnung „Luftbesatz" andeutet. Was die Resultate der Schroll'schen Versuche anbelangt, so steigen die Ladungen so regelmäßig, daß sie wenig Vertrauen erweckend erscheinen. Indessen bleibt trotzdem das positive Resultat übrig, daß der Hohlraum bei feinkörnigem (stärkerem?) Pulver vortheilhaft war.

Was die geschichtliche Entwicklung dieser Frage anbelangt, so gebührt die Ehre ihrer ersten Anregung der Bergtechnik, indem die ersten Versuche mit Luftbesatz und deren Erklärung bis auf Schroll und Wentzel zurückreichen, und kurz darauf (1772) in demselben bergm. Journal ein „Versuch einer Theorie der Sprengarbeit" von Dr. Baader zu finden ist, in welchem die Anpreisung des Luftbesatzes die vorzüglichste Rolle spielt.

In der Minirkunst wurden die Minenkammern in frühern Zeiten immer sorgfältig verstopft, bis im Jahre 1798 der franz. General Marescot mit zu Mainz angestellten Versuchen mit Hohlraum hervortrat, worauf im Jahre 1800 von Mouzé Constatirungsversuche folgten, welche die Folge hatten, daß von nun an in den

Minenkammern ein kleiner Hohlraum belassen wurde. Die Versuche, bei Revetementsgallerien einen Hohlraum zu belassen, wurden von dem österr. Mineuroffizier Martony 1831 zu Wien aufgebracht, während die Schießwollversuche bekanntlich erst in neuester Zeit aufgetaucht sind.

In allen Fällen der Anwendung des Hohlraumes fehlen bis nun genügende Erklärungen seines Nutzens.

Wohl haben die oben erwähnten Bergingenieure und in neuerer Zeit der berühmte Professor Gätschzmann den Einfluß des Hohlraumes auf die Ladung zu erklären gestrebt, und insbesondere führt der letzterwähnte gelehrte Professor in seiner „bergmännischen Gewinnungslehre" mit echt deutscher Gelehrsamkeit alle Gründe pro und contra auf; allein es läßt sich dennoch nicht verhehlen, daß diese versuchten Erklärungen sehr mangelhaft sind, und daß sie kein klares und praktisches Resultat liefern, auf das doch schließlich Alles ankommen muß. Das Ungenügende dieser Erklärungen, sowie damit verbunden die Verschiedenheit der Meinungen über den Einfluß und den Nutzen des Hohlraumes tragen wohl die Schuld, daß man seine richtige Anwendung nicht erkannte, und daß somit der Zufall oft Versuche gelingen ließ, die dann aber nicht mehr constatirt werden konnten. Es ging eben in dieser Sache nicht anders zu, als in andern Fragen, und dieses Verhältniß ist am besten geeignet, die wahren Schwierigkeiten der uns beschäftigenden Wissenschaft ins rechte Licht zu setzen. Das blinde Tappen kann wohl erst dann aufhören, wenn ein übersichtlicher Standpunkt gewonnen, und ein Zusammenhang der leitenden Fäden in der Weise aufgefunden ist, daß die vorwiegenden Ursachen erkannt und aufgefaßt dazu dienen, ein Phänomen richtig erklären oder einen Versuch entsprechend vorausbestimmen zu können.

Den Hohlraum anbelangend, wird sein richtiges Verstehen und Gebrauchen darauf beruhen, daß man ihn als einen kraftmodificirenden Umstand auffaßt und behandelt. Die Art und Weise, in welcher er die Entwicklung einer Pulverladung beeinflußt, wird, combinirt mit der Stärke des Präparates und entgegengehalten zu dem, dem Medium entsprechenden Entwicklungsgesetze der Gesichtspunkt sein, welcher als der leitende aufzufassen ist.

In diesem Sinne beabsichtigen wir auch den vorliegenden Gegenstand zu behandeln, und werden uns erst den Einfluß klar

machen, welchen der Hohlraum auf die Entwicklung des Pulvers ausübt. Zu diesem Behufe stellen wir uns eine, in einem Medium eingeschlossene Ladung vor, welche von allen Seiten mit dem gesetzmäßig großen oder günstigen, d. i. weder zu kleinen noch zu großen Luftraume umgeben ist.

Wie bekannt, werden sich nach der Entzündung der Ladung die Gase nach allen Seiten gleichmäßig ausdehnen, und auf die Luftschichte stoßen, welche in Folge dessen eine Comprimirung erfährt, die mit der fortschreitenden Gasentwicklung steigt. Von der Größe des ersten Stoßes auf die Luftschichte, von der Qualität dieser selbst, und endlich von der Festigkeit des Ladungsraumes wird nicht nur die Größe der Comprimirung, sondern auch der gute Einfluß des Hohlraumes abhängen. Ist dieser Stoß schwach, sei es in Folge einer geringen Pulvermenge oder einer langsamen Verbrennung derselben, oder sei es, weil das Pulver überhaupt zu schwach ist, um einen kräftigen Stoß auszuführen, so kann auch selbst bei nicht zu großem Hohlraum nur eine geringere Comprimirung entstehen, die wenig oder gar keinen günstigen Einfluß zu nehmen im Stande ist. So haben beispielsweise die Versuche Martony's in Revetementsgallerien ergeben, daß keine Pulverersparung erzielt werden konnte, so lange man das Pulver in frei liegenden Haufen verbrannte. Erst als man Pulverkästen gebrauchte, in welchen das Pulver rasch verbrannte, vermochte man eine Ladungsverminderung um $\frac{1}{5}$ eintreten zu lassen.

In unserer Erklärung fortfahrend wird die, durch den ersten Stoß comprimirte Luftschichte im Maße ihrer Comprimirung die Tendenz haben sich wieder auszudehnen, und sonach nicht nur auf die Ladungswände, sondern auch auf die sich entwickelnden Pulvergase zurückzudrücken. Gleichzeitig bedingt die Comprimirung der Luftschichte, daß deren gebundene Wärme frei, und daher die Luft erhitzt wird. Solchermaßen gestaltet sich diese Schichte zu einem die Kraft sammelnden Reservoir und schlechtwärmeleitenden Polster, welcher geeignet ist, die Kraft der ersten Stöße zu mildern, sodann aber das Pulver durch den Rückdruck zu einer schnellern Verbrennung und erhöhtern Kraftäußerung zu zwingen. Im Vereine mit den später entwickelten Pulvergasen wirft sich der Druck der comprimirten Luft mit potenzirter Kraft auf die Widerstände. Ein günstiger resp. gesetzmäßiger Hohlraum übt daher einen solchen Einfluß

aus, daß die ersten Stöße gemildert werden und sich für die Wellenbewegung sowohl im Anfange als auch in der weitern Folge günstistiger gestalten. Zudem ist es möglich, ein langsamer verbrennendes oder auch schwächeres Pulver kräftiger zu entwickeln.

Das Vorhandensein eines Hohlraumes aber bedingt eine größere Kammer oder Angriffsfläche, weßhalb auch die Flächeneinheit mit einem geringern Drucke angegriffen wird.

Aus diesen Gründen folgt daher, daß sich besonders bei einem zu starken Pulver der Hohlraum nicht nur nicht nützlich bewähren, sondern sogar nothwendig werden muß, und zwar um so mehr, je stärker das Pulver oder das Sprengpräparat ist. Indem nämlich nicht allein der Druck auf die Flächeneinheit geringer wird, werden die Anfangsstöße gemildert und dem Gesetze der Wellenfolge besser angepaßt. Besonders aber wird bei einem sehr schnell verbrennenden Präparate, dessen Wirkung zu kurz ist, eine längere Andauer der wirkenden Kraft hervorgerufen, so daß unter gewöhnlichen Verhältnissen unbrauchbare Präparate einer guten Verwendung zugeführt zu werden vermögen.

Wenn aber ein Pulver dem Medium, oder vielmehr dessen bedingten Entwicklungsgesetze gerade angepaßt ist, oder gar, wenn ein Pulver ohnehin zu schwach ist, so dürfte kein Nutzen eines Hohlraumes zu erwarten sein. Wohl würde das Pulver zu einer raschern Verbrennung, d. i. zu einer stärkern Kraftentwicklung gezwungen werden; wohl würde es dienlich sein, daß selbst die Milderung der Anfangsstöße ein gutes Moment für die Wirkung sei; — allein die Wahrscheinlichkeit liegt zu offen, daß der vergrößerte Ladungsraum einen überwiegend nachtheiligen Einfluß ausübe. Im Allgemeinen kann man daher den Gebrauch des Hohlraumes für schwache Pulversorten nicht empfehlen, insbesondere aber nicht bei Gesteins-Sprengungen mit gewöhnlichem Sprengpulver, welches circa 20° schlägt und welches so schwach ist, daß ein Mineur für Erdminen es zurückstoßen würde, während doch Gesteine ein bedeutend stärkeres Pulver als Erdmedien vertragen und erfordern.

Die Erfahrung widerspricht unsern Deductionen nicht; denn 1. vermochte man bekanntlich die Schießbaumwolle n u r d u r c h d i e s e s P r i n c i p zu zähmen; 2. zeigt die Schroll'sche Ladetabelle, daß bei feinkörnigem starken Pulver, welches mit gewöhnlicher Verbrauchsweise zu stark sich erweist (Jagdpulver; Geschützpulver) ein Hohl-

raum sehr nützlich sei, 3. liegt kein günstiger Versuch vor, wo sich der Hohlraum im Verein mit ordinärem schwachen Sprengpulver als brauchbar erweist, 4. beweist die Anwendung des Hohlraums in Erdminen, daß das 40° Minenpulver eher zu stark als zu schwach für Erdgattungen ist, und daß daher der Nutzen des Hohlraumes leicht begründet werden kann, und endlich 5. zeigt der günstige Erfolg bei Demolirung von Revetementsgallerien, daß die Festigkeit des Mauerwerks einen so vortheilhaften Einfluß ausübt, daß selbst ein verhältnißmäßig sehr großer Hohlraum in Verbindung mit nur gewöhnlichem Minenpulver noch nützlich sein kann.

Wir glauben, daß es nach dieser Entwicklung nicht mehr schwer sein könne, Versuche richtig anzulegen und gemachte Ergebnisse vollkommen zu erklären.

Ziehen wir die praktischen Folgerungen, so dürfte es wohl berechtigt sein, zu behaupten,

Regel XIX. daß ein Hohlraum nur für stärkere Pulversorten, besonders aber für vehement wirkende Sprengpräparate von Nutzen sein kann,

um so mehr, wenn man zu den obigen Gründen noch den Einfluß bedenkt, wie bei Hohlladungen der verkürzte Besatz sich verhält. Herrscht unter gewöhnlichen Verhältnissen schon die Tendenz vor, daß der Besatz geringern Widerstand leistet als das Gestein, und also leicht und zuerst hinausgeworfen wird, so muß diese Erscheinung bei einem durch die Hohlladung verkürzten Besatze bei schwachem Pulver um so eher eintreten, als die Wirkung hierbei noch mehr verlangsamt wird, während dieß bei starkem Pulver nicht in dieser fühlbaren Weise eintritt, und der heftige Angriff der Kraft verhältnißmäßig, d. i. nur auf das normale Maß herabgedrückt wird.

Wie aber alles seine Grenzen hat, so darf man sich nicht schmeicheln, durch das Princip des Hohlraumes jedes Knallpräparat bändigen zu können. Schon die eingehenden Versuche der k. k. östr. Geniewaffe mit Schießwollladungen für Bohrlöcher in Mauerwerk und Gestein zeigen, daß die gebrauchten hohlen Patronen bedeutend heftiger als Pulverladungen wirken, so daß man sich nicht vorsichtig genug gegen die sehr weit fliegenden Gesteinsstücke schützen kann. Es ist möglich und nicht unwahrscheinlich, daß die gebrauchten Patronen noch zu wenig Hohlraum gehabt haben, und daß

sodann die Wirkung eine mäßigere sein dürfte; allein es ist immerhin gefährlich, Schlüsse zu ziehen, die blos im Gefühle begründet sind.

Nachdem wir unsere Ansicht ausgesprochen haben, in welchen Fällen der Hohlraum von Nutzen sein dürfte, fügen wir bei, daß die Verwendung stärkerer Präparate statt des schwachen ordinären Sprengpulvers nur dann lohnend sein kann, wenn trotz des absolut theureren Materials der Verbrauch als ein verhältnißmäßig billiger sich erweisen würde. Anhaltspunkte für die endgültige Entscheidung dieser Frage liegen derzeit noch nicht genügend vor.

Endlich obliegt uns noch zu zeigen, in welcher Weise der Hohlraum bei Sprengladungen anzuwenden wäre.

Man kann denselben auf viererlei Weisen gebrauchen, wie dieß die Figuren 54, 55, 56 und 57 darthun.

Fig. 54.



Fig. 55.



Fig. 56.



Fig. 57.



Ohne praktische Versuche läßt sich über diese Frage kein Urtheil fällen, so lange man noch keine genügenden Erfahrungen hat, ob der Hohlraum vorzüglich nach jener Seite einen bessern dynamischen Effect ausübt, auf welcher er liegt. Würde dieß der Fall sein, so würde sich die Anlage nach Fig. 54 am wenigsten, jene von Fig. 56 am meisten empfehlen. Würde körniges oder ein staubförmiges Präparat verladen, so dürften der Einfachheit wegen die Ladungen nach Fig. 55 arrangirt werden müssen, während bei fasrigem Präparate, wie Schießwolle, sich leicht hohle Cylinder nach Fig. 57 machen lassen, wie solche vom k. k. östr. Genie-Comité angewendet werden.

Was endlich die Größe des Hohlraumes anbelangt, läßt sich dieselbe noch weniger theoretisch festsetzen. Es kann im Allgemeinen nur so viel gesagt werden, daß der Hohlraum um so größer wird

ſſen, je briſanter das Präparat iſt. In wie weit die Feſtig-
Geſteins überdieß einen Einfluß hierauf nimmt, müßte
ls durch Verſuche eruirt werden. Bei ſolchen Verſuchen
u trachten ſein, den Ladeciliuder möglichſt kurz anzunehmen,
eſto mehr für die Beſatzlänge gewonnen werde.

XI.

Ueberſicht der theoretiſchen Sprengregeln.

I. Daß die Zündung einer cilindriſchen Ladung an einem Ende vermieden und in ihrer Mitte, oder noch beſſer (beſonders bei ſchwachem Geböhr) in der ganzen Länge ihrer Achſe als Zündlinie bewirkt werden ſoll.

II. Daß einzelne Schüſſe mit geruchloſen Sicherheitszündern, mehrere gleichzeitige Schüſſe wo möglich mit Electricität gezündet werden ſollen, ſowie daß alle ältern Zündmethoden, welche den Gebrauch der Raumnadel bedingen, und Gasausſtrömungen durch die Zündſpur haben oder einen ätzenden Qualm verbreiten, unbedingt auszuſchließen ſind.

III. Daß die beſte Form der Ladung eine Kugel ſei, welche in der Mitte entzündet wird.

IV. Daß unter den cilindriſchen Ladungen aus theoretiſchen Gründen jene die beſte ſei, bei welcher die Höhe gleich dem Durchmeſſer iſt. Da aber das Bohrloch nicht ſo ſtark gemacht werden kann, weil es zu theuer käme und wegen des großen Querſchnittes eine zu geringe Widerſtandsfähigkeit des Beſatzes zur Folge hätte, ſo ſollen in Bezug auf die beſte Verbrennung der Ladung die Bohrlöcher ſo weit gemacht werden, als es die Praxis aus andern Gründen nur erlaubt.

V. Daß das Pulver ſtets in einer fabriksmäßig erzeugten halbſteifen Hülſe verladen werden ſoll.

VI. Der Beſatz iſt ſtets mit Verwendung eines Keiles, eines weichen Pfropfes, einer Lage röſchen Quarzſandes mit Geſteinsſplittern, und obenauf aus feſtgeſtampftem Schießgrand herzuſtellen.

Regel VII.	Für $^3/_4$" Bohrlochsweiten	entsprechen	8"—12"	Bohrlochstiefen
	„ 1"	„	„ 12"—18"	„
	„ $1^1/_3$"	„	„ 18"—24"	„
	„ $1^3/_4$"	„	„ 24"—36"	„
	„ 2"-$2^1/_4$	„	„ 36"—60"	„

Regel VIII. Daß im zähen, sowie auch im kurzklüftigen und verworrenen Gesteine seichte Bohrlöcher von 8"—12" Tiefe; im mittelzähen und grobklüftigen 10"—14" Tiefe und im spröden und mürben Gesteine aber 18"—20" tiefe Bohrlöcher gemacht werden sollen. Für den Stollen- und Streckenbetrieb entsprechen als Mittel 15" tiefe Bohrlöcher.

Regel IX. Daß in demselben Gestein nur eine einzige Lochtiefe gut wirft, und daß die Praxis immer dieses möglichst tiefe Loch schlagen muß, um billig d. i. mit Ersparung an Bohrkosten zu arbeiten.

Regel X. Daß im Zusammenhange mit der größten Tiefe des Bohrloches in jedem Gestein nur ein einziges Geböhr entspricht, und es muß die Praxis diese Geböhrsstärke im Verein mit der größten Lochtiefe auf dem Versuchswege ermitteln.

Regel XI. Daß im zähen Gestein weite, im spröden und mürben aber enge Bohrlöcher zu machen sind.

Regel XII. Daß man bei Annahme von $^1/_3$ b. t. Ladungen verbleiben solle, in solange man nicht geringere hohe Ladungen wird anwenden können, sowie daß es sehr ungerechtfertigt ist, sogar $^1/_2$ b. tiefe Ladungen zu gebrauchen.

Regel XIII. Daß man trachten solle, mehrere Schüsse gleichzeitig zu entzünden, weil sodann dieselben weiter von einander gestellt werden können, und daher eine bedeutende Ersparung an Löcherbohren erzielt wird.

Regel XVI. Daß ein Hohlraum nur für stärkere Pulversorten, besonders aber für vehement wirkende Sprengpräparate von Nutzen sein kann.

II.

Ueber das Verhalten des Goldes gegen die Tiefe.

Von

Johann Grimm.

§. 1. Das Verhalten des Goldes gegen die Tiefe gehört unbestritten zu einer der wichtigsten Fragen, welche der auf edle Metalle bauende Bergmann zu stellen hat, und gelöst zu haben wünscht. Von Jahr zu Jahr taucht diese Frage immer häufiger auf, und beschäftigt schon gegenwärtig im hohen Grade nicht blos den Bergmann der alten Welt, sondern auch den der neuen.

Allgemein herrscht die Ansicht, das Goldmetall sei nur ein Erzeugniß der Erdoberfläche, und nehme gegen die Tiefe ab. Man will diese Ansicht auf die in beiden Hemisphären gemachten Erfahrungen gründen, und zwar nicht blos in Bezug auf das Vorkommen des edlen Metalls im Allgemeinen einschließlich seines Vorfindens auf zweiter Lagerstätte, nämlich in Diluvial- und Alluvialablagerungen als sogenanntes Seifen- oder Waschgold, sondern auch in Bezug auf sein Vorkommen in Gängen, Lagern ꝛc. ꝛc., mithin auf seiner ersten ursprünglichen Lagerstätte im Gebirge (Berggold).

Daß das Gold im Allgemeinen unmittelbar unter der Erdoberfläche in größerer Menge abgelagert sei, als in der Tiefe, unterliegt keinem Zweifel. Es ist dieß eine ebenso durch allseitige Erfahrungen bestättigte, als auch auf Wissenschaft gegründete Thatsache; denn uns stehen auf der Erdoberfläche nicht allein die ursprünglichen Lagerstätten des Goldes zu Gebote, sondern auch seine

zweiten, die nicht in die Tiefe reichen, in welchen es sich aus den ersteren durch einen natürlichen Aufbereitungsproceß mehr eingeengt hat, und darum häufig auch in größerer Menge gefunden wird.

Die Natur des Goldes bringt dieses mit sich; sein Vorfinden im gediegenen Zustande nur am obersten Theile der Erdkruste, seine große Schwere und vergleichsweise gegen die meisten anderen Metalle seine geringe Zerstörbarkeit und Auflöslichkeit.

Der anderen Ansicht, daß das Gold nicht blos im Allgemeinen, sondern auch in Bezug auf sein Vorkommen in Gängen, Lagern 2c. 2c. gegen die Tiefe abnehme, stehen zwar auch die bergmännischen Erfahrungen zur Seite, allein es mangelt ihr die wissenschaftliche Begründung, und so lange diese abgeht, wird auch die von Jahr zu Jahr mehr Wichtigkeit gewinnende Frage ungelöst und unentschieden bleiben. Die sekundären Lagerstätten des Goldes, die Goldwäschereien werden mit jedem Tage mehr abgebaut, und wie es schon vor langer Zeit in Europa geschah, auch in anderen Welttheilen nach und nach zum Ende und zum Erliegen gebracht. Es werden, so wie in Europa allerwärts über kurz oder lang zur Golderbeutung nur die ersten oder ursprünglichen Lagerstätten des Goldes, die Gänge, Lager 2c. 2c. übrig bleiben, deren Abbau aber mit ungleich größeren Hindernissen und Schwierigkeiten zu kämpfen hat, und zur bleibenden oder auch nur zeitweiligen Gewinnbringung oft namhafte Vorauslagen und Opfer kostet.

Uiber diesen nicht blos in wissenschaftlicher, sondern auch in volkswirthschaftlicher Beziehung höchst wichtigen Gegenstand wurde bereits bei der Versammlung der Berg- und Hüttenmänner in Wien im J. 1858 gesprochen und wurde von Seite des Verfassers dieser fast allgemein herrschenden Ansicht entgegengetreten, welche den, der meisten Rücksichtnahme und Ausdauer bedürftigen Goldbergmann nur entmuthigen könne, und wurde zugleich das Unzuverlässige dieser Ansicht, und ihr Mangel an wissenschaftlicher Begründung hervorgehoben. (Siehe Bericht über die Versammlung der Berg- und Hüttenmänner zu Wien im J. 1858 Seiten 27 bis 36 und Seiten 44 bis 47.)

Der bergmännische Leser wird es gerechtfertigt finden, wenn ich diese Frage jetzt wieder aufnehme und im Interesse des Goldbergbaues einen kleinen Beitrag liefere zu ihrer Lösung und besseren Verständigung.

§. 2. Bei der Frage über die Abnahme des Goldes in der Tiefe auf Gängen, Lagern 2c. 2c. hat man vor Allem sich zu verständigen und klar zu machen, ob die Abnahme der Menge des Goldmetalls auf den benannten Erzlagerstätten überhaupt gemeint sei, ohne Unterschied seines Vorkommens, ob im gediegenen oder im vererzten d. h. mit anderen Stoffen verbundenen Zustande, oder blos allein die Abnahme der Menge des gediegenen Goldes. Letzteres wird weniger bezweifelt.

Wenn auch die Wissenschaft über das Vorkommen und Auftreten des gediegen Goldes in Erzgängen 2c. 2c., noch nicht die vollste Aufklärung geben kann, so läßt sich doch so viel mit Sicherheit folgern, daß dasselbe gleich mehreren andern Metallen nicht ursprünglich auf den Erzgängen abgelagert war, sondern in Verbindung mit anderen Mineralstoffen. Aus diesen Verbindungen hat sich das Gold in Folge chemischer Einwirkungen erst nachher entweder an der Umwandlungsstelle selbst oder fortgeführt — insbesondere durch die Kieselsäure — an anderen Punkten der Lagerstätte in gediegenem Zustande, in der Regel in kristallinischer Gestalt, ausgeschieden und abgesetzt. Fast durchwegs, wo das gediegen Gold auf Gängen und Lagern in sichtbarer oder größerer Menge auftritt, findet man die deutlichsten Spuren eines vor sich gegangenen Zersetzungs- und Umwandlungsprozesses, oder man findet dasselbe in Begleitung von Umwandlungsprodukten und es stellt sich überall als eines der jüngsten Erzeugnisse dar. Wissenschaft und allseitige Erfahrungen lehren und bestätigen es, daß derlei Umwandlungen zunächst und am häufigsten unmittelbar unter der Erdoberfläche vor sich gehen und vor sich gegangen sind, und wir können daher, wie ebenfalls die bergmännische Erfahrung bestätigt, auch bezüglich des Vorkommens des gediegen Goldes nicht im Zweifel sein, daß es gegen die Tiefe zu abnehme.

Allein der anderen gleichfalls unter den Bergmännern herrschenden Ansicht, kann von wissenschaftlicher Seite nicht beigepflichtet werden, daß die Menge des Goldmetalls überhaupt auf den Gängen und Lagern gegen die Tiefe abnehme, ohne Unterschied seines Auftretens, ob im gediegenen oder vererzten Zustande. Im Nachstehenden sollen die Gründe für diese Gegenansicht vorgeführt, und die noch schwebende wichtige Frage näher beleuchtet werden. Es ist selbstverständlich und wird hier im Vorhinein ausdrücklich

zweiten, die nicht in die Tiefe reichen, in welchen es sich aus den ersteren durch einen natürlichen Aufbereitungsproceß mehr eingeengt hat, und darum häufig auch in größerer Menge gefunden wird.

Die Natur des Goldes bringt dieses mit sich; sein Vorfinden im gediegenen Zustande nur am obersten Theile der Erdkruste, seine große Schwere und vergleichsweise gegen die meisten anderen Metalle seine geringe Zerstörbarkeit und Auflöslichkeit.

Der anderen Ansicht, daß das Gold nicht blos im Allgemeinen, sondern auch in Bezug auf sein Vorkommen in Gängen, Lagern rc. rc. gegen die Tiefe abnehme, stehen zwar auch die bergmännischen Erfahrungen zur Seite, allein es mangelt ihr die wissenschaftliche Begründung, und so lange diese abgeht, wird auch die von Jahr zu Jahr mehr Wichtigkeit gewinnende Frage ungelöst und unentschieden bleiben. Die sekundären Lagerstätten des Goldes, die Goldwäschereien werden mit jedem Tage mehr abgebaut, und wie es schon vor langer Zeit in Europa geschah, auch in anderen Welttheilen nach und nach zum Ende und zum Erliegen gebracht. Es werden, so wie in Europa allerwärts über kurz oder lang zur Golderbeutung nur die ersten oder ursprünglichen Lagerstätten des Goldes, die Gänge, Lager rc. rc. übrig bleiben, deren Abbau aber mit ungleich größeren Hindernissen und Schwierigkeiten zu kämpfen hat, und zur bleibenden oder auch nur zeitweiligen Gewinnbringung oft namhafte Vorauslagen und Opfer kostet.

Uiber diesen nicht blos in wissenschaftlicher, sondern auch in volkswirthschaftlicher Beziehung höchst wichtigen Gegenstand wurde bereits bei der Versammlung der Berg- und Hüttenmänner in Wien im J. 1858 gesprochen und wurde von Seite des Verfassers dieser fast allgemein herrschenden Ansicht entgegengetreten, welche den, der meisten Rücksichtnahme und Ausdauer bedürftigen Goldbergmann nur entmuthigen könne, und wurde zugleich das Unzuverlässige dieser Ansicht, und ihr Mangel an wissenschaftlicher Begründung hervorgehoben. (Siehe Bericht über die Versammlung der Berg- und Hüttenmänner zu Wien im J. 1858 Seiten 27 bis 36 und Seiten 44 bis 47.)

Der bergmännische Leser wird es gerechtfertigt finden, wenn ich diese Frage jetzt wieder aufnehme und im Interesse des Goldbergbaues einen kleinen Beitrag liefere zu ihrer Lösung und besseren Verständigung.

§. 2. Bei der Frage über die Abnahme des Goldes in der Tiefe auf Gängen, Lagern 2c. 2c. hat man vor Allem sich zu verständigen und klar zu machen, ob die Abnahme der Menge des Goldmetalls auf den benannten Erzlagerstätten überhaupt gemeint sei, ohne Unterschied seines Vorkommens, ob im gediegenen oder im vererzten d. h. mit anderen Stoffen verbundenen Zustande, oder blos allein die Abnahme der Menge des gediegenen Goldes. Letzteres wird weniger bezweifelt.

Wenn auch die Wissenschaft über das Vorkommen und Auftreten des gediegen Goldes in Erzgängen 2c. 2c., noch nicht die vollste Aufklärung geben kann, so läßt sich doch so viel mit Sicherheit folgern, daß dasselbe gleich mehreren andern Metallen nicht ursprünglich auf den Erzgängen abgelagert war, sondern in Verbindung mit anderen Mineralstoffen. Aus diesen Verbindungen hat sich das Gold in Folge chemischer Einwirkungen erst nachher entweder an der Umwandlungsstelle selbst oder fortgeführt — insbesondere durch die Kieselsäure — an anderen Punkten der Lagerstätte in gediegenem Zustande, in der Regel in kristallinischer Gestalt, ausgeschieden und abgesetzt. Fast durchwegs, wo das gediegen Gold auf Gängen und Lagern in sichtbarer oder größerer Menge auftritt, findet man die deutlichsten Spuren eines vor sich gegangenen Zersetzungs- und Umwandlungsprozesses, oder man findet dasselbe in Begleitung von Umwandlungsprodukten und es stellt sich überall als eines der jüngsten Erzeugnisse dar. Wissenschaft und allseitige Erfahrungen lehren und bestätigen es, daß derlei Umwandlungen zunächst und am häufigsten unmittelbar unter der Erdoberfläche vor sich gehen und vor sich gegangen sind, und wir können daher, wie ebenfalls die bergmännische Erfahrung bestätigt, auch bezüglich des Vorkommens des gediegen Goldes nicht im Zweifel sein, daß es gegen die Tiefe zu abnehme.

Allein der anderen gleichfalls unter den Bergmännern herrschenden Ansicht, kann von wissenschaftlicher Seite nicht beigepflichtet werden, daß die Menge des Goldmetalls überhaupt auf den Gängen und Lagern gegen die Tiefe abnehme, ohne Unterschied seines Auftretens, ob im gediegenen oder vererzten Zustande. Im Nachstehenden sollen die Gründe für diese Gegenansicht vorgeführt, und die noch schwebende wichtige Frage näher beleuchtet werden. Es ist selbstverständlich und wird hier im Vorhinein ausdrücklich

bemerkt, daß die folgende Betrachtung von dem Vorkommen des Goldes in den Goldwäschen ganz absehen, und nur seinem Vorkommen auf ursprünglichen Lagerstätten in den Gebirgen d. h. auf Gängen, Lagern 2c. 2c. gewidmet sein wird.

§. 3. Wenn auch — wie gesagt — wissenschaftliche Gründe und bergmännische Erfahrungen für die Abnahme des gediegen Goldes in der Tiefe sprechen, so gilt dies keineswegs noch auf die Abnahme des Goldmetalls überhaupt. Aus dem Vorkommen und Auftreten des gediegen Goldes und der goldführenden Erze können wir vielmehr folgern, daß das Goldmetall gegen die für den Bergmann erreichbare Tiefe noch nicht abnehme, sondern in ziemlich gleicher Menge wie näher an der Erdoberfläche auf Gängen und Lagern 2c. 2c., wenn auch weniger in gediegenem Zustande, so doch in Verbindung mit anderen Mineralstoffen abgelagert sei.

Als goldführende Mineralverbindungen sind uns außer anderen vornehmlich bekannt: Eisen- Kupfer- und Arsenikkiese, insbesondere die Eisenkiese, dann gold-, silber- und kupferhältige Antimonverbindungen (Bournonite? Fahlerze? u. dgl.), Antimonglanz, einige Silbererze, ferner gold- und silberhältige Tellurerze. Zinkblenden sind selten goldhältig und noch seltener Bleiglanz. Aus mehreren der benannten Mineralien, so z. B. aus den Kiesen, den göldischsilberigen Antimonverbindungen, aus Silbererzen und den Tellurerzen läßt es sich unschwer nachweisen, daß aus ihnen das Gold im gediegenen Zustande ausgeschieden wurde, denn wir finden dasselbe, wo es in größerer Menge auftritt, in der Regel an der Zersetzungs- und Umbildungsstelle selbst, und in Begleitung von Umwandlungsproducten, vornehmlich von Brauneisenstein, Bräune, Branderz, Eisenglimmer 2c. 2c. Die Wissenschaft hat allerdings, wie im vorigen §. bereits bemerkt wurde, über das Vorkommen des gediegen Goldes noch nicht die vollste Aufklärung geliefert, und es mag außer den benannten, auch noch andere bis jetzt noch unbekannte Goldverbindungen geben, aus denen das gediegen Gold sich ausgeschieden und mag auch die Kieselsäure (Quarz) in einer Beziehung zur Aufnahme, Fortführung und Ablagerung des Goldes stehen, die bis jetzt noch nicht völlig aufgeklärt ist: dessenungeachtet spricht weder ein wissenschaftlicher Grund noch wirkliche bergmännische Erfahrung gegen die Folgerung, daß derlei

und noch andere unbekannte Goldverbindungen, welche näher am Tage zur Ausscheidung des gediegen Goldes dienten, auch in der Tiefe in gleicher Menge abgelagert sein werden, mithin eine Abnahme des Goldmetalls überhaupt nicht vorauszusetzen sei.

Der Verfasser ist zu dieser Folgerung gelangt durch vielfältige Beobachtungen, welche er über das Vorkommen des gediegen Goldes und der bekannten Goldverbindungen zu Nagyág, Offenbánya, Faczebája, Verespatak und noch an vielen anderen Goldbergbauen Siebenbürgens, dann in Ungarn zu Nagybánya, Felsöbánya, ferner zu Eule in Böhmen zu machen Gelegenheit hatte. Diese Folgerungen finden eine wissenschaftliche Stütze in den schätzenswerthen Bemerkungen, welche über das gediegen Gold in Dr. Gustav Bischofs chem. und physikalischen Geologie (I. Aufl. Bd. II. 3 Abschnitt, Seiten 2050—2057) enthalten sind. Auf diese wird hier verwiesen. Es ist zwar nicht der Ort und auch nicht Zweck dieses Aufsatzes, in diesen Gegenstand sich näher einzulassen; der geneigte Leser wird aber dennoch gestatten, bezüglich einer Bemerkung des hochgeehrten Dr. Bischof einiger interessanten Goldvorkommnisse zu erwähnen. In der chem. physik. Geologie wird nämlich Seite 2053 gesagt, daß „es nicht zu ermitteln ist, ob das Gold im Eisenkies mit Schwefel verbunden oder metallisch vorhanden sei." Der Verfasser kann darüber einige Beobachtungen mittheilen. Es brachen nämlich zu Faczebája in Siebenbürgen Kiese ein, welche im Centner auch über 123 Loth also 4 pCt. Gold enthielten und sich beim Zerstoßen im Mörser statt zu zerkleinern breit schlugen. (Siehe Fichtel mineralogische Aufsätze. 1794. Seite 109). Das Gold hatte eine sehr große Feinheit, so daß die Mark göldisch Silber auch bis zu $\frac{250}{256}$ Feingold und blos 6. 5. 4 256tel Silber enthielt. Ich habe derlei Kiese am Fundorte kennen gelernt. Sie unterscheiden sich dem äußeren Ansehen nach, wie auch schon Fichtel angibt, nicht von dem gewöhnlichen Schwefelkies. Ihr Goldgehalt ist außerordentlich verschieden; je nach der Menge des darin befindlichen Goldes lassen sie sich leichter oder schwerer zerkleinern, weil das enthaltene Gold zu Blättchen geschlagen wird. Wenn man ein Stückchen solchen Kieses in die heiße Muffel bringt, so schmelzt und seigert sich in kurzer Frist metallisches Gold heraus und mit Beibehaltung seiner

Form wird das Kiesstückchen in einen schwarzbraunen Eisenstein umgewandelt, der wohl kein Hydrat sein dürfte. Es ist kaum zu zweifeln, daß derlei Kiese metallisches Gold enthalten, und ich besitze dermalen noch eine Faczebajaer Kiesstufe mit einem erbsengroßen Kiesdodekaeder, aus welchem im mehreren Punkten kristallinisches gediegen Gold hervorragt. Unerwähnt kann ich aber nicht lassen, daß derlei goldführende Kiese in Faczebaja in der Regel die Begleitung des goldführenden Tellurs und des gediegen Goldes ausmachten, und allem Anscheine nach das jüngste Erzeugniß sind. Das gediegen Gold hat sich aus dem Tellur gebildet und wurde vom Schwefelkies umhüllt, daher der höchst verschiedene Goldgehalt des Letzteren und sein Reichthum in unmittelbarer Nähe von Tellur und gediegen Gold.

Daß auch anderwärts Eisenkiese vorkommen, welche metallisches Gold enthalten, dürfte schon daraus hervorgehen, daß man seit einiger Zeit als Erkennungsmittel der Goldführung der Kiese Quecksilberdämpfe auf Kiesstücke streichen läßt, um aus den weißen Pünktchen des gebildeten Goldamalgams auf die Hältigkeit der Kiese zu schließen.

Der Verfasser hat weiters zu Kisbánya in Siebenbürgen, so wie auch zu Eule in Böhmen gediegen Gold mitten in Brauneisensteinwürfeln (Pseudomorphosen nach Eisenkies) beobachtet, bei welchen die Größe der Goldtheilchen auffallend war, und kaum auf ein Vertheiltsein des Goldes in der Kiesmasse schließen ließ. Auch Dr. Hermann Credner erwähnt, daß in dem Schwefelkies der Goldregion Virginias die fein imprägnirten Goldtheilchen nicht sichtbar sind, und erst nach seiner Umwandlung in Brauneisenstein desto deutlicher hervortreten. Eine Umhüllung des gediegen Goldes vom Kiese, wie vorhin erwähnt wurde, war aber bei diesem Vorkommen zu Kisbánya und Eule nicht denkbar, und so drängt sich unwillkührlich der Gedanke auf, an eine Molecularbewegung und Concentrirung der Goldtheilchen an einzelnen Stellen in Mitte der Kiesmasse während des Aktes ihrer Umwandlung. Es mag eine solche Bewegung und Concentrirung der Goldtheilchen vielleicht in einer ähnlichen Weise vor sich gegangen sein, wie es beim Rösten kupferhältiger Eisenkiesstücke (Kernrösten) mit dem Kupfer geschieht, und dieß könnte vielleicht auch die Ursache sein, daß das Gold in

den obersten Bausohlen bisweilen in derben größeren Stücken, überhaupt mehr massenhaft als in größerer Tiefe gefunden wird.

Wenn auch die soeben geschilderten Vorkommnisse auf das Vorhandensein von metallischem Golde in manchen Kiesen hinweisen, so gibt es dagegen eine Menge anderer Kiese, in welchen, so wie in vielen anderen Erzen, ohne Zweifel das Gold entweder mit Schwefel oder mit einem anderen Stoffe verbunden enthalten sein wird. Hierüber sind wir allerdings noch nicht aufgeklärt worden, weil wir eine natürliche Verbindung des Goldes mit Schwefel noch nicht kennen. In Siebenbürgen sind fast die meisten Kiese goldhältig, ohne daß man je Spuren von gediegen Gold in ihnen wahrgenommen hätte. Ich will hier nur die Kiesschliche einiger Gruben in Offenbánya erwähnen, welche von 2 Denär bis $1^1/_2$ Quintel hoch göldischen Silbers enthalten, und bei ihrer mechanischen Aufbereitung niemals Spuren von Gold wahrnehmen ließen. Sollte in denselben, so wie auch in der Zinkblende, im Bleiglanz und in den Silbererzen, z. B. zu Boitza, Draika &c. &c. in Siebenbürgen, welche alle göldisches Silber führen, nur blos das Gold metallisch vorhanden sein, während das Silber mit anderen Stoffen verbunden ist? — Dieß ist nicht denkbar. In Siebenbürgen besitzt das gediegen Gold jedes Bergbezirkes und fast jedes einzelnen Gebirges einen etwas anderen Feingehalt; das hochhältigste Gold zu Faczebaja und zu Offenbánya aus Tellurerzen entstanden, auch mit 21 bis zu 23 Karat 6—7 Grän Feingehalt, geringerhältig in den Verespataker Grubenbauen, wohl meistens aus göldisch-silberigen Antimonverbindungen entstanden, mit 16—17 Karat Feinhalte, noch geringerhältig im Boitzaer Bezirke mit 15 Karat 6 Gran und in einigen Almáser Gruben (Baja Kramu luj) mit 13 Karat Feingehalt. In einer Grube bei Csertest wurde auch gediegen göldisch Silber erbrochen, welches gar nicht als Gold, sondern vielmehr als Silber gelten könnte, weil es nur wenige Denäre Feingold in der Mark enthielt. Diese Verschiedenheit im Vorkommen des Feinhaltes rührt lediglich von der Verschiedenheit der Gold- und Silberverbindungen her, aus welchen die Umwandlung in das gediegene Metall vor sich gegangen ist, und diese Verschiedenheit kann daher auch zu der Annahme berechtigen, daß das Gold, wenn es auch an einzelnen Orten in den Kiesen schon metallisch sich vorfindet, dennoch, so wie in anderen Erzen, auch in den Eisenkiesen in der

Regel verbunden mit Mineralstoffen vorhanden sei. Wir können daher, ohngeachtet dieser Ausnahmsfälle, mit Recht folgern, daß wir in der Tiefe nur mehr Goldverbindungen an Stelle des metallischen Goldes finden werden.

§. 4. Da kein wissenschaftlicher Grund für die Abnahme des Goldmetalls in der Tiefe vorliegt, die bergmännische Erfahrung jedoch dieß behaupten will, so ist es nun allerdings von Wichtigkeit, diese Widersprüche in Einklang zu bringen. Von bergmännischer Seite trifft diese Behauptung insbesondere jene Goldbergbaue (beider Hemisphären), in welchen gediegen Gold erbeutet wird, ohne Unterschied, ob dasselbe den Hauptgegenstand der Gewinnung ausmacht, oder blos nebenbei als Mühlgold aus den Pochzeugen gewonnen wird. Man wollte diese Erfahrung auch in einigen Schemnitzer Gängen gemacht haben, wo vorzugsweise Silbererze die Haupterzeugung ausmachen und in der Tiefe mit dem häufigeren Einbrechen von Bleiglanz an Stelle der Silbererze auch eine geringere Erzeugung von Mühlgold, überhaupt von Goldmetall befunden wurde, und man läßt nur den einzigen Goldbergbau zu Nagyág als Ausnahme gelten, der nicht auf gediegen Gold, sondern auf göldischsilberige Tellur- und andere göldische Erze baut und wo nur höchst selten in sehr kleinen Mengen gediegen Gold gefunden und auch kein Mühlgold erzeugt wird. Außer diesen will man auch noch den Goldbergbau zu Offenbánya als Ausnahme betrachten, weil es ebenfalls wie Nagyág auf Tellurerzen baut, obschon derselbe erst in geringe Tiefe niedergebracht wurde, also keinen sicheren Anhalt noch abgibt.

Die in Schemnitz gemachte Erfahrung und dort herrschende Ansicht, daß die edelsten Silbergänge in der Tiefe in Bleigänge ausarten und auf ihnen auch das Gold abnehme, wurde zwar in neuester Zeit durch die Erzanbrüche in größerer Tiefe auf dem Grünergange zu Gunsten der wissenschaftlichen Ansicht widerlegt (siehe berg- und hütt. Jahrbuch Bd. XIV. 1865, Seite 12 und 13), bezüglich der eigentlichen Goldbergbaue, nämlich jener auf gediegen Gold, ist dadurch aber noch kein Gegenbeweis geliefert worden. Der Verfasser will zwar dieser in beiden Hemisphären gemachten bergmännischen Erfahrung nicht entgegentreten, vielmehr derselben beipflichten, daß in der Tiefe weniger Gold erzeugt wurde und dasselbe gegen die Tiefe abnehme, allein er kann den

Grund dieser Abnahme durchaus nicht in einer geringeren Menge des vorhandenen Goldmetalles selbst finden. Nach seiner Ansicht liegt die Ursache anderswo, und zwar in Verhältnissen und Umständen mehrfacher Art. Diese verdienen jedenfalls wegen ihrer Wichtigkeit und ihres großen Einflusses auf die Erhaltung des Goldbergbaues die größte Beachtung und sollen hier in gedrängtester Kürze zur Sprache kommen.

§. 5. Wenn wir die Goldgewinnung auf Frei- oder gediegen Gold führenden Lagerstätten mit jener auf anderen Lagerstätten, die blos Erze, d. h. Goldverbindungen beherbergen, in Vergleich bringen, so wird unter übrigens ganz gleichen Verhältnissen und gleicher Beschaffenheit und Mächtigkeit der Lagerstätte, gleicher Menge und Vertheilung des edlen Metalls in derselben, gleichen Verhältnissen des Baues ꝛc. ꝛc. aus einem Haufwerke der freigoldführenden Lagerstätte unbestritten eine größere Metallmenge erzeugt werden können, als aus — wie gesagt — einem gleichgroßen Haufwerke der andern Lagerstätte, in welchen unter übrigens gleichen Verhältnissen zwar die nämliche Goldmenge, wie bei jener, aber in vererztem Zustande enthalten ist. Bei jener hat die Natur schon konzentrirt, was hier erst durch bergmännische Kunst, mittelst der trockenen oder nassen Aufbereitung und zuletzt mittelst des metallurgischen Prozesses geschehen muß. Man ist nicht im Stande, dieselbe Metallmenge als Edukt des gesammten Aufbereitungs- und hüttenmännischen Verfahrens, wie bei jener, herauszubringen, weil vergleichsweise weit größere Abgänge damit verbunden sind. Jeder Bergmann wird dies zugeben müssen. Es ist unbestreitbar.

Da nun das gediegen Gold, wie Erfahrung und Wissenschaft einstimmig lehren, ein Oberflächenerzeugniß ist, das in der Tiefe immer seltener wird, und den ursprünglichen Goldverbindungen immer mehr und mehr Platz macht, so braucht man keineswegs eine Abnahme der Metallmenge vorauszusetzen, um bei übrigens gleichen Umständen für eine geringere Metallerzeugung in der Tiefe die Erklärung zu finden. Die Ursache der geringeren Produktion liegt in dem Vorangeführten. Es ist wohl nicht nöthig, eine ziffermäßige Berechnung und eine nähere Beweisführung hier vorzunehmen. Dem Verfasser klagte einmal ein alter Gewerke in Siebenbürgen, daß er aus seinem Baue gegen frühere Zeit im Ganzen

weniger Gold erzeugen könne, ohngeachtet er doch zeitweise Goldanbrüche habe und seine Pochwerke doch weit besser als vordem eingerichtet wären. Er gewänne zwar mehr Schlich, allein das Mühlgold als hauptsächliches Erzeugniß nehme ab. Ich glaubte zu jener Zeit (1836) den Grund dafür ebenfalls in dem Vorhandensein einer geringern Metallmenge gegen die Tiefe zu suchen, bin aber seitdem zu einer richtigeren Ansicht gelangt.

Aehnliche Klagerufe werden noch von mehreren andern Goldbergbauen Siebenbürgens und Ungarns vernommen. Ob man aber in der angedeuteten Richtung dem Grund der mißliebigen Erscheinung nachspürte, möchte ich bezweifeln; denn man ist von der herrschenden Ansicht zu sehr befangen. Sicherlich liegt bei manchem dieser Bergbaue die Ursache der geringeren Golderzeugung darin, daß man mit zunehmender Tiefe immer mehr und mehr in die Horizonte hinab kam, wo an die Stelle des gediegen Goldes die Goldverbindungen getreten sind, aus denen erklärlicher Weise die Darstellung des reinen Metalls nur mit unvermeidlich größeren Abgängen geschehen kann, man also vergleichweise größere Verluste zu erleiden hat.

§. 6. In den Beschreibungen der Lagerstätten der amerikanischen, so wie auch mancher europäischer Goldbergbaue und der allmähligen Abnahme ihrer Goldanbrüche beim Vorrücken in die Tiefe, vermißt man fast durchwegs die Angabe und Bezeichnung der damit aufgetretenen anderweitigen Erscheinungen, ob nämlich auch andere und welche Mineralien nach und nach häufiger eingebrochen und ob auch sonstige und welche Veränderungen an den begleitenden Mineralien und Gesteinen sich zeigten und eingetreten sind. Es entgehen hiedurch die hauptsächlichsten Anhaltpunkte zur mehr gründlichen wissenschaftlichen Beurtheilung des eigentlichen Verhaltens der Lagerstätte. So fern es dem Verfasser liegt, hier einen Vorwurf gegen diejenigen erheben zu wollen, welche einst den Grubenbetrieb leiteten, oder die Beschreibung des Verhaltens der Lagerstätten lieferten, will es ihn doch bedünken, daß bei manchen Bergbauen in der gedachten Richtung zu wenig Aufmerksamkeit verwendet worden sein mag. Nach den gegebenen Beschreibungen war das gediegen Gold in den amerikanischen Lagerstätten entweder im Brauneisenstein, Bräunen, Eisenglimmerschiefer ꝛc., mithin in Umwandlungsprodukten oder auf quarzigen Lagerstätten mit Eisenkies, Arsenikkies, Antimon ꝛc. eingebrochen. Man vermißt bei ersteren

Lagerstätten die Angabe, von welchen Erscheinungen die Abnahme des gediegen Goldes und dessen Aufhören in einer vergleichweise zu anderen Bergbauen geringen Tiefe von durchschnittlich 50—60 Klafter und darüber begleitet war, und man kann sich des Gedankens nicht erwehren, daß bei manchen Bauen an Stelle des gediegen Goldes in der Tiefe mehr Goldverbindungen aufgetreten sein mögen, deren Zugutbringung vielleicht weniger mühelöhnig war, oder gar nicht in der Absicht der Bergwerksbesitzer gelegen sein konnte, und daß vielleicht deßhalb die Baue zum Sinken kommen mochten. Denn es ist allgemein bekannt, daß manche reiche Erzlagerstätten der neuen Welt nur wegen der nicht besiegbaren Schwierigkeiten der äußeren Verhältnisse nicht zum Aufschwunge und zur Gewinnbringung kommen können, und daß viele Erze auf weitem Wege nach Europa geschafft, und daselbst mit mehr Gewinn als an ihrer Fundstätte, zu Gute gebracht werden. Der auf Frei- oder gediegen Gold bauende Gewerke, zumal, wenn dasselbe mehr derb einbricht, wie es in Amerika nicht selten das Glück wollte, braucht vergleichweise gegen andere Bergbautreibende zur Werksanlage und Metallgewinnung den geringsten Kapitalaufwand. Letzterer steigert sich ungemein, wenn Goldverbindungen zu Gute gebracht werden sollen, und so liegt die Vermuthung nahe, daß manche Baue der neuen Welt zum Sinken kommen mochten, weil sie nur ausschließlich oder mehr auf Freigold-erbeutung eingerichtet waren und werden konnten, nicht aber auf eine hüttenmännische Metallgewinnung aus Goldverbindungen. Erwägen wir nun weiters, was im vorigen §. erörtert wurde, so erhalten wir noch einen besseren Aufschluß über die allerwärts beobachtete Erscheinung der Abnahme des Goldes in der Tiefe, und werden den Grund davon meistentheils wohl nur in den bisher angegebenen Verhältnissen und angedeuteten Umständen, nicht aber in dem Vorhandensein einer geringeren Menge des Metalls selbst, finden.

§. 7. Einen der wichtigsten Gegenstände in dieser Frage bildet wohl die Betrachtung der Lagerstätte selbst. Wie in §. 2 bemerkt, wird hier von den Diluvial- und Alluvialablagerungen, den Goldwäschen und Goldseifen, ganz abgesehen, und werden insbesondere nur Erzlager und Erzgänge zur Betrachtung gelangen.

Bekanntlich ist zwischen dem Vorkommen der Erze auf wirklichen Lagern, und dem auf Erzgängen und Klüften ein

außerordentlicher Unterschied. Leider wird hierauf noch immer viel zu wenig geachtet. Lager setzen eine Bodensatzbildung voraus und besitzen im Allgemeinen im Streichen und Fallen doch ein stetigeres Anhalten der Erze, dieselben mögen nun in größeren oder derberen Massen und Stücken oder in kleineren und schmäleren Lagen, Linsen, Nestchen 2c. vorkommen, oder in kleinen und kleinsten Stückchen und Theilchen in der Lagermasse vertheilt sein. In den obersten Bausohlen, wo die Umwandlung aus den Goldverbindungen in das gediegene Gold Statt fand, werden allerdings Erscheinungen in der Ablagerung des Metalles eintreten, die den Lagern sonst nicht eigen sind, weil auch die Kieselerde in der Fortführung und Absetzung des Metalls eine Rolle gespielt haben mochte. Allein in größerer Tiefe, wo an die Stelle des gediegen Metalls wieder die Goldverbindungen, also mehr erzige Geschicke treten, wird man immerhin auf ein stetigeres Anhalten derselben, so lange die Lagermasse überhaupt im Gebirge anhält, wieder rechnen können, obschon man auch auf eine geringere Metallerzeugung, wegen der mit der Zugutbringung unausweichlich verbundenen größeren Abgänge, wird gefaßt sein müssen. Zeigt das Lager in den obersten Bauen ein gleichmäßiges Vertheiltsein von gediegen Gold in der Lagermasse ohne besondere Adelpunkte, so wird man in der Tiefe um so weniger auf ein Besserwerden und auf eine größere Golderzeugung Aussicht haben. Ein sprechendes Beispiel hievon liefert der bestandene Goldbergbau zu Zell in Tirol, der allerdings verdient hätte, schon früher eingestellt und aufgelassen zu werden.

Abweichend verhält es sich aber bei den Erzgängen und Klüften. Sie sind anderer Entstehung. Auf eine Stetigkeit des Erzvorkommens im Streichen und Fallen kann man bei ihnen weit weniger rechnen, nicht blos, weil die Adelspunkte unbestimmt vertheilt und zerstreut liegen, und ihr Auftreten oftmals von der Beschaffenheit und Lage des Nebengesteins, so wie auch vom Auftreten anderer zusitzender Gänge, Klüftchen und Trümchen abhängt, welche Erscheinungen man im Vorhinein weder erheben noch ermessen kann, sondern auch, weil man selbst von dem Anhalten der Gänge und Klüfte ins Feld und in die Tiefe, so wie vom Wiederauftreten anderer gleichgearteten Lagerstätten an die Stelle der Verschwindenden, und von deren Lage im Gebirge im Voraus keine Sicherheit und Kenntniß hat. Bei Goldbergbauen mit langandauernden

und tief niedersetzenden mächtigeren Gängen ist man doch der Lagerstätten sicher, allein bei jenen Bauen, wo viele schmale Klüfte auftreten, die mit dem Eintreten eines verschiedenen Gebirgsmittels auch ganz verschwinden können, wie es in den Grünsteinporphirgebirgen (Grünsteintrachitgebirge) Siebenbürgens so häufig der Fall ist, ist das Glück des Goldbergmanns ebenso vom Auftreten günstiger Erscheinungen und dem Anfahren neuer Adelspunkte, als auch vom Wiederauffinden anderer neuer Klüfte an Stelle der verschwindenden abhängig.

Bei dieser Beschaffenheit der Goldgänge und Klüfte, namentlich in vielen Bergbezirken Siebenbürgens und Ungarns ist es wohl erklärlich, wenn nicht blos bei einzelnen Bergbauen, sondern auch in weit ausgedehnten großen Bezirken die Ansicht auftauchte und im Laufe der Zeit die Oberhand gewinnen mußte, daß das Goldmetall mit der Tiefe der Bergbaue immer mehr abnehme. Ganz abgesehen davon, daß es gar viele Bergbaubesitzer gegeben haben mag und noch gibt, die beim Niedergehen in die Tiefe, wo ohnedies ungleich größere Schwierigkeiten zu bekämpfen und empfindlichere Auslagen zu tragen sind, nicht gewillt waren, für eine längere Erhaltung des Werkes zu sorgen und kostspielige Aufschluß- und Hoffnungsbaue zur Erreichung neuer Adelspunkte und zur Auffindung neuer Lagerstätten zu treiben, so ist schon an und für sich die Aufschließung und Ausrichtung neuer Erzmittel und Lagerstätten (der unterirdische Schurfbau) mit ungleich größeren Auslagen verbunden und erfordert eine um so größere Beharrlichkeit und Ausdauer, ein um so größeres Studium des Gebirges und der Eigenthümlichkeit der Lagerstätten und eine um so größere Aufmerksamkeit auf die verschiedenen Erscheinungen der Natur und auf die Betriebführung, als eben die Adelspunkte so zerstreut liegen und niemals von langer Dauer sind.

Die allgemeine herrschende Ansicht über die Abnahme des Goldmetalls überhaupt in der Tiefe läßt sich bei dieser Beschaffenheit der Lagerstätten und bei den Anforderungen, die man hiebei an den Bergwerksbesitzer und Bauleiter stellen muß, um so weniger wissenschaftlich begründen, als man eben der bergmännischen Erfahrung gegenüber einwenden kann, daß bei sehr vielen gesunkenen und darniederliegenden Goldbergbauen der Grund ihres Verfalls

wohl nicht in dem Mangel an abbauwürdigen Erzlagerstätten in dem Gebirge und in dem Nichtvorhandensein von Adelspunkten auf denselben liegen wird, als vielmehr darin zu finden ist, daß man zur Zeit des Werksbetriebes nicht genug Beharrlichkeit und Ausdauer oder vielleicht auch nicht die Kenntniß besaß, dieselben aufzusuchen und gewinnbringend aufzuschließen. Von wissenschaftlicher Seite kann daher, so weit die bisherigen Erfahrungen reichen, auch bei den bezeichneten Erzlagerstätten noch kein allgemeines Abnehmen der Metallmenge in der Tiefe zugegeben, sondern blos ein verschiedenes Vertheiltsein des Metalles an verschiedenen Stellen und Horizonten des Gebirges angenommen werden, und es wird im Allgemeinen weniger an der Ungunst der Natur, als vielmehr an der Schwierigkeit und wohl auch theilweise an der Unkenntniß, ihre Schätze in größerer Tiefe zu heben, gelegen gewesen sein, daß so viele Goldbergbaue in Verfall geriethen und darnieder liegen.

§. 8. Der unbefangene bergmännische Lehrer mag nun aus dem Vorausgegangenen sein Urtheil schöpfen, ob der Verfasser Grund hat, der allgemein herrschenden Ansicht entgegen zu treten, und die bisher durch bergmännische Erfahrung nachgewiesene geringere Golderzeugung in der Tiefe nicht dem angeblichen Vorhandensein einer geringeren Metallmenge überhaupt zuzuschreiben, sondern vielmehr den mit der Erzeugung unausweichlich verbundenen größeren Metallabgängen und den weit größeren Schwierigkeiten der Auffuchung und Aufschließung von Adelspunkten und neuen Erzlagerstätten, so wie auch dem oftmaligen Mangel an Ausdauer von Seite der Bergwerkbesitzer und bisweilen auch dem Mangel an Kenntniß der Natur der Erzlagerstätten von Seite der Betriebsleiter. Der unbefangene Leser mag auch beurtheilen, ob unter den kurz dargestellten Verhältnissen es gerechtfertigt ist, bei der Frage über die Ursache des Verfalls der Goldbergbaue blos die bisherige Erfahrung zu Rathe zu ziehen, und ohne Weiters die Schuld nur der Ungunst der Natur zuzuschreiben, oder ob es nicht vielmehr angezeigt und rathsam ist, die wissenschaftlichen Bedenken dagegen kundzugeben, und vor einem unbedingten Festhalten der herrschenden Ansicht und einem übereilten Ausspruch über das Schicksal eines Bergbaues und einem voreiligen Aufgeben aller Hoffnung zu warnen.

Bei der vorliegenden bergmännischen Erfahrung des Eintretens einer geringeren Golderzeugung mit Zunahme der Tiefe könnte man wohl vom praktischen Standpunkte aus über die eigentliche Ursache dieser Erscheinung gleichgültig hinweggehen. Dieß wäre aber das strafbarste Vorgehen und der gröbste Fehler, denen man sich bei Erörterung dieser wichtigen Frage hingeben würde. Der Verfasser unterschätzt keineswegs die allgemeinen Gebarungsergebnisse und wirthschaftlichen Ausfälle von bestandenen oder noch umgehenden Goldbergbauen; sie geben vielerlei höchst wichtige Anhaltspunkte. Ebenso wenig ist er abgeneigt, anzuerkennen, daß gar mancher Goldbergbau, der in einer eitlen Hoffnung auf ein Besserwerden in größerer Tiefe nur mit großem Unköstenaufwande forterhalten werden konnte, schon vor langer Zeit das Aufgeben und Verlassen verdient hätte; allein der Verfasser kann eine allgemeine Betriebserfahrung und die bloße Hinweisung auf ungünstige Gebarungsausfälle ohne nähere Angabe ihrer eigentlichen Ursachen durchaus nicht als alleinigen Maßstab zur Lösung der vorliegenden Frage gelten lassen.

Auf die Gefahr hin, abermals den Vorwurf einer bloßen wissenschaftlichen Phrasen- und Floskelmacherei sich zuzuziehen, muß er geradezu erklären, daß der Goldbergbau und namentlich jener in Ungarn und Siebenbürgen bei der vorhin erwähnten eigenthümlichen Beschaffenheit seiner Lagerstätten, nämlich der Gänge und Klüfte und bei dem zerstreuten Auftreten der Adelspunkte, des sorgsamsten Studiums und Forschens nach allen auf die Metallgewinnung einwirkenden Ursachen am meisten bedarf; denn bei ihm thut es wirklich mehr, als bei jedem andern Erzbergbaue Noth, dem geheimnißvollen Gang der Natur nachzuspüren, und den Schleier zu lüften, der über die bezeichneten Goldlagerstätten gezogen ist. Bei jeder dieser Art Goldgruben werden mehr weniger eine andere Beschaffenheit des Gebirges, der Erzlagerstätten und der Erze selbst, und ein anderes Auftreten der Adelspunkte, so wie auch ein anderer Feingehalt des Goldes, überhaupt bei jeder Grube mehr weniger verschiedene Verhältnisse obwalten, und es ist deßhalb auch für jede einzelne Grube und Bergrevier ein abgesondertes Eindringen in alle diese Eigenthümlichkeiten nöthig, um über das Verhalten des in ihr einbrechenden Metalls in der Tiefe die gewünschte Belehrung zu erhalten, und darnach auf die Auffindung von Erzpunkten und auf die größtmöglichste Erzeugung hinzuwirken. Eine blos allgemeine,

auf alle Goldgruben ohne Unterschied ausgedehnte Ansicht und Annahme, daß das Goldmetall überhaupt in der Tiefe abnehme, ohne ein näheres specielles Eindringen in die Verhältnisse der verschiedenen Gruben und ohne nähere wissenschaftliche Begründung, kann und wird dem Goldbergbaue niemals zum Frommen und Besten sein und gereichen.

Auf einen Gegenstand hat aber außer dem sorgfältigsten Studium der Natur der Goldbergmann unter allen Umständen ein vorzügliches Augenmerk und seine Bestrebungen zu richten, um bei weiterem Vorgehen in die Tiefe die Metallproduction mehr in gleicher Höhe zu erhalten, und zwar: auf die mechanische und hüttenmännische Aufbereitung; denn anstatt des von der Natur selbst concentrirten gediegen Metalls werden in der Tiefe immer mehr und mehr Metallverbindungen, d. h. erzige Geschicke auf den Lagerstätten einbrechen, aus denen er erst das reine Metall darzustellen gezwungen ist, mithin größere Metallabgänge zu erleiden hat, als bei Zugutbringung der Geschicke aus den oberen Bausohlen.

III.

Ueber die Anwendung der variablen Expansion bei Schachtförderungs-Dampfmaschinen mit und ohne Wasserhebung.

Nebst einer Anleitung zur schnellen Berechnung dieser Maschinen.

Vom
Herrn Josef Hrabák,
k. k. Kunst- und Bauwesens-Adjunkt in Přibram.

(Hiezu Tafel I.)

Unter allen Vorrichtungen zur Erzielung einer variablen Expansion bei doppelt wirkenden Dampfmaschinen behufs Bewältigung eines variablen Widerstandes erfreut sich die Meyer'sche des besten Rufes und nach und nach auch der häufigsten Anwendung; aber auch mit Recht; denn die Einfachheit und leichte Handhabung dieser Einrichtung, vorzugsweise aber die Präcision, mit welcher von der ganzen Füllung angefangen alle beliebigen Expansionsgrade erzielt werden können, geben derselben vor allen andern dergleichen Vorrichtungen den unbedingten Vorzug.

Bekanntlich besteht die Meyer'sche Expansionsvorrichtung aus einem mit zwei Dampfdurchlaßkanälen versehenen Vertheilungsschieber (Fig. 1) und einem durch zwei Platten gebildeten Expansionsschieber, welcher durch ein eigenes Excenter bewegt wird und auf dem Vertheilungsschieber gleitet. Diese zwei Platten bilden Schraubenmuttern für die durchgehende, mit entgegengesetzten Gewinden versehene Schieberstange, durch deren Drehung jene Platten in eine größere oder kleinere gegenseitige Entfernung gebracht werden können, wodurch eben der Grad der Expansion regulirt wird.

Nur Eines wäre bei dieser ausgezeichneten Expansionsvorrichtung bis heute zu bedauern, der Umstand nämlich, daß die präcise

und dampfersparende Wirksamkeit derselben nur bei solchen Maschinen gänzlich verwerthet werden kann, welche unaufhörlich die gleiche Bewegungsrichtung haben. Hinreichend wird diese Vorrichtung wohl auch noch bei denjenigen Maschinen verwerthet, welche wenigstens vorherrschend eine gleiche Bewegungsrichtung (vorwärts) verfolgen, während die entgegengesetzte Bewegung (rückwärts) nur wenig zur Anwendung kommt, mithin die Art der Dampfvertheilung bei dieser letzteren Bewegung nur von untergeordneter Wichtigkeit ist; dieß gilt namentlich von den Locomotiven und den Schiffsmaschinen.

Wenn man nämlich den Meyer'schen doppeltheiligen Expansionsschieber mit der Umsteuerungs-Coulisse in Verbindung bringt, so kann das Expansionsexcenter nur gegen das Eine — also gegen das Vertheilungs-Vorwärtsexcenter in diejenige relative Lage gebracht werden, welche zur Erzielung einer guten Dampfvertheilung bei beliebigen Expansionsgraden unbedingt erforderlich ist; dann ist aber die Dampfvertheilung beim Rückgang der Maschine eine vollständig ungünstige, weil das Expansionsexcenter gegen das Vertheilungs-Rückwärtsexcenter eine unrichtige Lage hat.

Aus diesem Grunde konnte die als ausgezeichnet wohl anerkannte Meyer'sche Expansions-Vorrichtung bisher nur bei den obgenannten Arten von Mäschinen wirklich vortheilhafte Anwendung finden, während sie sich bei Fördermaschinen nicht die Bahn brechen konnte, weil bei diesen die Bewegung nach rückwärts in dem gleichen Maße Platz findet, als jene nach vorwärts. Und doch sind es gerade die Fördermaschinen, welche einen unaufhörlich, aber auch ganz regelmäßig veränderlichen Widerstand zu bewältigen haben, so daß bei denselben die Einrichtung der variablen Expansion in einer eclatanten Weise ausgenützt werden könnte. Gleichwohl wird die hiebei nothwendige Regulirung der Dampfeinströmung lediglich durch die Coulisse, wohl auch selbst an der Admissionsklappe allgemein gehandhabt.

Es ist hinlänglich bekannt, wie unvortheilhaft die Mäßigung der Leistung einer Dampfmaschine durch Herabsetzen der Admissionsspannung mittelst Dampfdroßlung einerseits, und welch schlechte Expansionsvorrichtung namentlich für höhere Expansionsgrade die Coulisse andererseits ist, obwohl letztere als Umsteuerungsvorrichtung als ein non plus ultra dasteht.

Mich ergreift jedesmal ein Unbehagen, wenn ich bei der Dampfförderung namentlich aus tiefen Schächten, welche von der Kohlenbezugsquelle auch noch weit entfernt sind, die Coulisse nahe an ihrem Nullpunkte arbeiten sehe, welcher wohl ein Nullpunkt bezüglich der Leistung, keineswegs aber auch ein Nullpunkt bezüglich des Dampf-, respective Kohlenverbrauches ist. Und es arbeitet die Coulisse in dieser Richtung doch noch günstiger als die Admissionsklappe.

Wie trefflich wäre da der Meyer'sche Expansionsschieber, wenn ihm die unglückselige Eigenschaft, bloß beim Vorwärtsgang zu arbeiten, nicht zukäme!

Eine gleiche Dampfvertheilung für den Vorwärts- und Rückwärtsgang, und zwar beiderseits eine günstige Dampfvertheilung kann man übrigens wohl erreichen, sobald man sich mit den anzuwendenden Expansionsgraden nur innerhalb ziemlich engen Grenzen bewegen will oder darf. Wenn man nämlich dem Expansionsexcenter nach dem Vorschlage von Prof. G. Schmidt gegen die beiden Vertheilungsexcenter die gleiche relative Lage gibt, also dasselbe in der der Kurbel entgegengesetzten Richtung aufkeilt (vorausgesetzt daß Excenter und Schieberstange direct, ohne eine Hebelumsetzung gekuppelt sind), so kann man es bei einer zweckmäßigen Wahl der Excentricitäts-Größe und der Schieber-Dimensionen dahin bringen, sowohl für den Vorwärts- als auch für den Rückwärtsgang eine gute Dampfvertheilung zu erhalten, nur muß man sich hiebei mit der anzuwendenden Cylinderfüllung höchstens etwa zwischen 0.8 und 0.33 bewegen dürfen; und selbst da bekommt man schon ziemlich große Schieberdimensionen, mithin auch eine ziemlich große Schieberreibung.

Eine solche Expansionsvorrichtung, auf welche ich übrigens bezüglich der constructiven Verhältnisse noch zurück kommen werde, wird wohl bei der Förderung aus nicht tiefen Schächten mit Vortheil angewendet werden können, während sie für die Förderung aus sehr tiefen Schächten nicht so taugt. Es wird dieß sogleich klar werden. Wenn bei einem sehr tiefen Schachte die Förder-Maschine nicht zu groß — also nicht zu theuer ausfallen soll, oder mit andern Worten: wenn die Maschine durch den größten Theil der Hubzeit nicht mit einer zu hohen — unnützlichen Expansion wirken soll, so muß man sich es gefallen lassen, beim Anhube,

wenn auch die Maschine mit Volldruck arbeitet, eine Geschwindigkeit bedeutend unter der normalen Fördergeschwindigkeit zu erzielen; und selbst in diesem Falle würde eine mit einer untadelhaften variablen Expansionsvorrichtung versehene Dampfmaschine im Verlaufe des Tonnenhubes alle möglichen Expansionsgrade bis zu dem höchsten durchmachen — nach Umständen zuletzt selbst mit Gegendampf arbeiten.

Wäre nun bei einer solchen Maschine die Anwendung des Volldruckes nicht möglich und müßte demnach auch schon beim Anhube mit Expansion gearbeitet werden, so müßte sie entsprechend größer, also kostspieliger hergestellt werden, dann aber würde sie nur durch einen Theil der Hubzeit mit denjenigen Expansionsgraden arbeiten, welche bei der erwähnten Anordnung des Expansionsexcenters eingeleitet werden können; durch den größten Theil des Hubes müßte aber die Leistung der Maschine durch Dampfdroßlung unter derjenigen Leistung niedergehalten werden, welche dem größten möglichen Expansionsgrade entspricht. Für diese Schächte wäre demnach eine Anordnung wünschenswerth, welche vom Volldrucke angefangen die Anwendung beliebiger Expansionsgrade recht weit hinauf (respective beliebiger Füllungsgrade recht weit hinab) in tadelloser Weise gestattet.

Eine wo möglich noch größere Wichtigkeit gewänne aber eine plausible Einrichtung für variable Expansion nach dem Meyer'schen Principe bei solchen Maschinen, welche abwechselnd als Förderungs- und als Wasserhebmaschinen zu fungiren haben. In der Regel liegt die Leistung einer solchen Dampfmaschine als Wasserhaltungsmaschine weit unter derjenigen Leistung, welche sie als Förderungsmaschine beim Anheben der Last zu verrichten hat. Dabei kann noch die Maschine nach Umständen bald eine kleinere, bald eine größere Anzahl von Pumpen zu bethätigen haben und ihre Leistung demnach auch in dieser Richtung eine variable sein. Es wäre doch jedenfalls von einem hohen Werthe, eine solche Maschine beim Wasserheben jedesmal mit dem eben nothwendigen Expansionsgrade arbeiten lassen zu können, ohne zu diesem Zwecke die Coulisse aus einer ihrer äußersten Lagen verschieben zu müssen, in welchen Lagen doch nur allein die Coulisse wirklich günstig arbeitet.

Ich dächte, daß die besprochene Unzukömmlichkeit der Meyer'schen Expansionssteuerung durch ein einfaches Hilfsmittel vollkom-

men zu beheben wäre, so daß diese treffliche Einrichtung bei den Fördermaschinen mit eben dem Vortheile angewendet werden könnte, wie dieß bei Maschinen mit bloß Einer oder doch vorherrschend bloß Einer Bewegungsrichtung erwiesener Maßen der Fall ist.

Dieses Hilfsmittel erfordert durchaus keine wesentliche Complication der Construction und gewährt gleichwohl den gewünschten Vortheil, sowohl für den Vorwärts-, als auch für den Rückwärtsgang der Maschine alle beliebigen Expansionsgrade mit Präcision zur Anwendung bringen zu können.

Ich keile das Expansionsexcenter nicht auf der Welle fest, sondern bringe es lose an, jedoch so, daß es nur innerhalb desjenigen Winkels an der Welle drehbar ist, welcher zum Verrücken des Excenters aus seiner richtigen Lage für den Vorwärtsgang in die richtige Lage für den Rückwärtsgang erforderlich ist. Daß dieses leicht realisirbar ist und zum gewünschten Ziele unzweifelhaft führen muß, ist zwar auch ohne Weiteres klar; ich muß jedoch, um daran weiter anknüpfen zu können, der nähern Erläuterung und Begründung der eben vorgeschlagenen Vorrichtung einige Zeilen widmen. Wenn man die Umsteuerungs-Coulisse mit offenen Excenterstangen in Verbindung bringt — was ich im Nachfolgenden durchwegs annehmen will, da ja auf die gekreuzten Stangen dann leicht zu übergehen ist, und wenn die Excenterstangen mit den Schieberstangen direct — ohne eine Hebelumsetzung — verbunden sind, so gestalteten sich die geometrischen Verhältnisse einer mit Meyer'scher Expansion verbundenen Umsteuerungsvorrichtung wie folgt:

Es bezeichne in der Fig. 2. O das Mittel der Maschinenwelle, $x\,x_1$ die Richtung des Schieberspiegels, r die Excentricität und δ den Voreilungswinkel jedes der beiden Vertheilungsexcenter, dann sind M und M' die Lagen der beiden Excentermittel für die nach O X gerichtete todte Kurbellage, und zwar für die Bewegung in der Pfeilrichtung O M die Lage des Vorwärts-, O M' jene des Rückwärtsexcenters. Soll nun beim Vorwärtsgange durch den Meyer'schen Expansionsschieber jeder beliebige Grad der Expansion tadellos zu erzielen sein, so muß das noch hinzukommende Expansionsexcenter, wie dieß in Prof. Zeuner's „Schiebersteuerungen" nachgewiesen wird, eine Excentricität $r_0 > r$ und einen Voreilungswinkel δ_0 von ungefähr 60^0 erhalten; dieses arbeitet mit dem Vorwärtsexcenter O M auf eine günstigere Weise, kann aber bei der

bisher üblichen Art, dieses Excenter auf der Welle fest zu keilen, unmöglich auch mit dem Rückwärtsexcenter O M′ günstig arbeiten, weil es gegen das letztere eine von der richtigen Lage verschiedene, also eine unrichtige Lage hat. Die gegen das Rückwärtsexcenter O M′ richtige Lage des Expansionsexcenters ist einzig die punktirte Lage O M'_0, welche sowohl von O Y′ als auch von O M_0 um nahe 60° abweicht, da wie erwähnt δ_0 nahe = 60° und

$$M_0 \; O \; M'_0 = 180 - 2 \; \delta_0 \text{ ist.}$$

Um diesen Winkel muß also nach geschehener Umsteuerung das Expansionsexcenter gegen die Welle oder aber, was relativ dasselbe ist, die Welle gegen das Expansionsexcenter verdreht werden, damit die Maschine beim Rückwärtsgange gerade so günstig arbeitet, wie beim Vorwärtsgange. Zu diesem Zwecke eben bringe man das Expansionsexcenter lose an der Welle an und versehe es seitwärts mit zwei Ansätzen oder Knaggen, etwa in der Form von zwei eingeschraubten, hervorragenden Bolzen; deßgleichen bekommt die Welle an ihrem Umfange nächst diesem Excenter eine solche Knagge.

Die eine Knagge k (Fig. 3) des Expansionsexcenters steckt neben der Excentricitäts-Richtung O M_0 desselben, die andere k′ neben der Richtung O M'_0 welche von jener um 180 — 2 δ_0 abweicht; die Wellenknagge K liegt aber an derjenigen Richtung, welche mit der Rückwärtsexcenterrichtung den Winkel $\delta_0 - \delta$ einschließt.

Beim Anbringen der Knaggen muß selbstverständlich auf ihre Dicke die gehörige Rücksicht genommen werden; auch kann ihnen allenfalls eine gefälligere als die in der Fig. 3 angedeutete principielle Form gegeben werden. Beim Vorwärtsgange legt sich die Wellenknagge K an die Excenterknagge k′ an, und nimmt das Excenter in der Pfeilrichtung mit.

Nach geschehener Umsteuerung mittelst Verstellung der Coulisse oder des Gleitstückes macht die Wellenknagge den Weg K K′, während das lose Expansionsexcenter ruht; in der punktirten Lage K′ angekommen, erreicht die Wellenknagge die Excenterknagge k und nimmt hiedurch das Excenter in der entgegengesetzten Richtung mit.

Man kann den Knaggen auch die Form von Segmenten geben (Fig. 3 a und b); dann genügt Eine Knagge k am Expansionsexcenter und Eine K an der Welle; ihre Anordnung gestaltet sich, wie folgt: Bezeichnen k und K zugleich die Winkel der Knaggensegmente, so ist 360° — (K + k) derjenige Winkel, welchen die

Welle machen kann, ohne daß das Expansionsexcenter mitgeht; nach Obigem muß dieser Winkel $= 180^0 - 2\,\delta_0$ mithin $K + k = 180^0 + 2\,\delta_0$ sein. Macht man $K = k$, so ist $K = k = 90^0 + \delta_0$.

Für $\delta_0 = 60^0$ wäre

$$K = k = 150^0 \text{ (Fig. 3 a).}$$

für $\delta_0 = 30^0$ aber

$$K = k = 120^0 \text{ (Fig 3 b).}$$

Diese beiden speciellen Werthe von δ_0 werden in dem Folgenden für die Anwendung empfohlen werden. Das Mittel von K fällt in die Kurbelrichtung, jenes von k in die Excentricitätsrichtung.

Selbstverständlich wird hiebei die Couliſſe ausschließlich zur Umsteuerung benützt und es hat das Gleitstück während des Ganges der Maschine fortwährend eine seiner äußersten Lagen in der Couliſſe einzunehmen, so daß der Vertheilungsschieber immer seinen größten Hub macht, also an und für sich durch den größten Theil des ganzen Kolbenganges die Dampfeinströmung in den Cylinder gestatten würde.

Die Regulirung des Ganges der Maschine geschieht dann lediglich durch die allmählige Verschiebung der Expansions-Schieberplatten mittelst der betreffenden Handhabe (Hebel oder Rädchen); beim Anheben der Last, wobei auch das ganze Gewicht des belasteten Seiles zu überwältigen ist, werden diese Platten ganz zusammengezogen, und die Maschine arbeitet mit der ganzen Füllung.

In dem Maße, als die volle Schale nach aufwärts schreitet und das Gewicht des hinabgehenden Leerseiles die Maschine entlastet, wird durch angemessenes Auseinanderschieben der Schieberplatten allmählig eine immer stärkere Expansion eingeleitet; erst wenn die volle Schale schon oben ankommen soll, wird der Umsteuerungshebel angefaßt und entsprechend gehandhabt.

Beim Umsteuern wird der Vertheilungsschieber unter dem Expansionsschieber verrückt und der entgegengesetzte Dampfeinströmungskanal mit dem Durchlaßkanal des Vertheilungsschiebers in Communication gebracht. Damit nun dieser Durchlaßkanal von der dießseitigen Expansionsschieberplatte nicht gedeckt ist, müssen die beiden Platten hinreichend auseinandergeschoben sein, was am Ende des Tonnenhubes ohnehin der Fall ist; dann gestattet der Expansionsschieber die verlangte entgegengesetzte Dampfeinströmung zwischen den beiden Platten — die Maschine beginnt den Rückgang,

ereilt die Rückwärtsknagge des Expansionsexcenters und macht ihre Bewegung weiter bei einem beliebigen Expansionsgrade. In dieser Art müßte das Umsteuern geschehen, wenn die Schieberconstruction für eine möglichst kleine Länge der Schieber eingerichtet wäre. Ich gebe die Möglichkeit zu, daß diese — dießfalls nothwendige Art des Umsteuerns mit einiger Schwierigkeit verbunden sein könnte. Diese Schwierigkeit läßt sich jedoch, falls sie überhaupt Statt haben sollte, leicht beheben, sobald man sich es gefallen läßt, den ganzen Schieber entsprechend zu verlängern, und zwar so weit zu verlängern, daß bei ganz zusammengezogenem Expansionsschieber dieser nicht bloß während des Ganges der Maschine, sondern auch noch nach geschehener Umsteuerung völlig unwirksam wird.

Eine solche Verlängerung wird übrigens auch bei fixem Expansionsexcenter für Locomotiven zur Nothwendigkeit, wenn man die Dampfvertheilung beim Rückwärtsgang halbwegs verbessern will; übrigens läßt sich diese Verlängerung auch bewirken, ohne die Schieberreibung wesentlich zu vergrößern, wie dieß in Fig. 1 theilweise angedeutet ist. Ich werde später noch darauf bestimmter zu sprechen kommen, will jedoch hier vor Allem die Versicherung ausgesprochen haben, daß die von mir vorgeschlagene Vorrichtung für alle Fälle ohne Anstand durchführbar, an Modellen bereits erprobt ist, und daß sie keine wesentliche Complication des Mechanismus erheischt; — man müßte denn überhaupt gegen das Anbringen eines eigenen Expansionsexcenters eingenommen sein, was aber bei dem allseitig bekannten hohen Nutzen der Expansion in der That nicht zu rechtfertigen wäre. Eine gute Expansionsvorrichtung zahlt sich immer, wenn auch das Brennmaterial noch so billig ist, und der Meyer'sche doppeltheilige Schieber ist die beste Expansionsvorrichtung.

Ich brauchete wohl nicht erst zu erwähnen, daß mein loses Expansionsexcenter mit dem uralten und längst aufgegebenen losen Vertheilungs- und Umsteuerungsexcenter nur der äußeren Form nach eine gewisse Aehnlichkeit hat; in seiner Wesenheit ist das lose Expansionsexcenter etwas Neues, und wie es sich wohl erweisen wird, auch etwas Gutes.

Hiemit müßte eine Fördermaschine bei der allgemein üblichen Stephenson'schen oder Gooch'schen Coulisse drei Excenter erhalten. Sollten ja drei Excenter lästig sein, so ist es doch am wenigsten

das Expansionsexcenter, denn dieses steht mit seinem Schieber in dem einfachsten geometrischen Zusammenhange — ist also weder theuer noch in konstruktiver Hinsicht irgend genirend. Da könnte man schon in der That eher anstreben, mit einem einzigen Vertheilungsexcenter auszukommen und gleichzeitig den geometrischen Zusammenhang zwischen diesem und dem Vertheilungsschieber möglichst zu vereinfachen! Bekanntlich geht dieß ohne Weiteres, wenn man auf das Voreilen des Vertheilungsschiebers verzichtet. Es gestaltet sich nämlich dann der geometrische Zusammenhang zwischen Excenter und Schieber nach der Fig. 4 äußerst einfach: die um den fixen Punkt O drehbare Coulisse a b ist an einem Ende a mit dem Excenter E mittelst der Excenterstange a E durch ein Gelenk solid verbunden; das Gleitstück g bildet das Ende der Stange g h, welche mit der in f geradgeführten Schieberstange bei h gelenkartig verbunden ist, und mittelst des Winkelhebels m c n sammt Verbindungsstange n r aus der Lage g h für den Vorwärtsgang in die punktirte Lage g′ h für den Rückwärtsgang gebracht werden kann. Hiebei ist das einzige nothwendige Vertheilungsexcenter unter einem rechten Winkel gegen die todte Kurbellage auf der Welle festgekeilt und die beiden Deckungen des Schiebers möglichst klein gehalten. Selbstverständlich kann das Gelenk h in Fig. 4 behufs größerer Sicherheit der Geradführung auch zwischen f und s angebracht werden, die Stange g h ist dann gegabelt

Es kann noch erwähnt werden, daß die Coulisse hier ohne Anstand auch gerade, statt gebogen hergestellt werden könnte, wenn man schon auf eine möglichst leichte Anfertigung derselben hinarbeiten wollte. Ich muß gleich hier bemerken, daß sich diese äußerst einfache und solide Construction mit dem Meyer'schen Expansionsschieber unter der von mir eben vorgeschlagenen Modifikation eben so gut und mit demselben Vortheile in Verbindung bringen läßt, wie die übliche Stephenson'sche oder Gooch'sche Coulisse.

Ich glaube diese Einrichtung wegen ihrer Einfachheit und Solidität und der daraus folgenden Präcision des Ganges einiger Beachtung werth halten zu müssen.

Mag bei der üblichen Coulisse die Gleitstange fixirt und die Coulisse zum Heben und Senken eingerichtet sein (Stephenson), oder aber die Coulisse aufgehängt sein und die Gleitstange auf und ab verschoben werden (Gooch): immer hat man es mit einem

ziemlich complicirten System von hin und her schwingenden Gelenken und Stangen zu thun. Wenn man noch bedenkt, wie bei einer Fördermaschine dieses Gelenksystem fortwährend verrückt wird und überhaupt der Ausnützung ausgesetzt ist, namentlich bei der Schwierigkeit, ja Unmöglichkeit, diese Maschinen so sorgfältig zu behandeln und blank zu erhalten, wie dieß bei andern Maschinen leicht möglich ist: so muß man wohl zugeben und kann sich bei bestehenden Maschinen, nachdem sie durch längere Zeit im Gange gewesen, auch davon überzeugen, daß der geometrische Zusammenhang zwischen den Excentern und dem Schieber mit der Zeit einen ganz deutlichen Mangel an Präcision erleidet, wodurch allerdings die Dampfvertheilung eine andere wird, als man sie ursprünglich bezweckte. Diese Uibelstände würde man großen Theils vermeiden, und an Anfertigungskosten nicht unbedeutend ersparen, wenn man zu der in Fig. 4 skizzirten Vorrichtung rückgehen würde. Ich muß dieß in so ferne als einen Rückschritt bezeichnen, als man dießfalls auf das Voreilen des Vertheilungsschiebers diese allgemein festgehaltene „Conditio sine qua non" — verzichten müßte. Man darf mir glauben, daß mir die Vortheile dieser „Conditio" bekannt sind, und gleichwohl finde ich es dahin gestellt, ob dieselben in Berücksichtigung der erwähnten Einwendungen nach Umständen und unter der im Folgenden ausgesprochenen Bedingung nicht aufzugeben wären, wenn man nämlich auf drei Excenter durchaus nicht eingehen wollte.

Bei den — unter Verzichten auf das Voreilen möglichen und anzuempfehlenden höchst geringen Uiberdeckungen, ist dann die Dampfvertheilung eben nicht eine so ungünstige zu nennen, so lange der Schieber seinen vollen Hub macht: derselbe geht über seine Mittellage, bei welcher die ungünstigen Phasen der Dampfvertheilung eben eintreten, äußerst schnell hinweg, der Kolben hat hiebei eine Geschwindigkeit bei Null und dürfte von diesem ungünstigen Momente gar wenig verspüren; die Eröffnung der Dampfkanäle an der Ein- und Austrittsseite geschieht zwar nach jedem Hubwechsel von Null an, geht aber rasch vor sich; das Gleiche gilt von der Absperrung. Der Hauptvorwurf, und meiner Ansicht nach auch der einzige wesentliche, aber auch sehr wesentliche Vorwurf, welcher die Fördermaschinen mit nicht voreilendem Vertheilungsschieber allerdings trifft, liegt in dem Umstande, daß die Mäßigung

der Leistung der Maschine bei der allmähligen Entlastung derselben durch das Seilgewicht lediglich mittelst Dampfdroßlung herbeigeführt werden muß; denn das jener Leistungsmäßigung entsprechende Verkürzen des Schieberhubes mittelst des Steuerungshebels bewirkt eben nichts Anderes, als Verengung der Dampfeinströmung, d. i. Dampfdroßlung; dem entgegen kann bei der Coulisse mit zwei voreilenden Excentern die Expansion des Dampfes denn doch in einem gewissen, wenn auch in einem unvollkommenen Maße eingeleitet und ausgenützt werden. Jener wesentliche Vorwurf kann aber behoben werden, wenn man den nicht voreilenden Vertheilungsschieber mit dem Meyer'schen Expansionsschieber in Verbindung bringt und den Vertheilungsschieber fortwährend seinen ganzen Hub machen läßt. Nur unter dieser Bedingung halte ich die in Fig. 4 skizzirte Vorrichtung resp. das Verzichten aufs Voreilen nach Umständen einer Beachtung werth, wenn sie gleich der Verbindung zweier voreilenden Vertheilungsexcenter mit einem Expansionsexcenter bezüglich der Wirkungsweise nachsteht.

Bei zweckmäßiger Wahl der Constructionsverhältnisse können gleichwohl auch dießfalls alle beliebigen Expansionsgrade in präciser Weise zur Anwendung gebracht werden, und dieß sowohl beim Vorwärts- als auch beim Rückwärtsgang, wenn man das Expansionsexcenter in der obbezeichneten Weise lose an der Maschinenwelle anbringt.

Die nachfolgende etwas eingehendere Betrachtung wird zeigen, in wiefern diese angegebene höchst einfache Combination eines einzigen Vertheilungsexcenters mit dem losen Expansionsexcenter constructiv ist, und bei verschiedenen Expansionsgraden eine gute Dampfvertheilung gewährt.

Anschließend sollen dann auch die Regeln zu der Verbindung der üblichen Coulissensteuerung mit dem Meyer'schen Expansionsschieber einerseits am fixen, anderseits am losen Excenter für Fördermaschinen angegeben werden.

Steuerung mit einem einzigen Vertheilungs-Excenter und dem losen Expansions-Excenter.

Will man bei einer Fördermaschine mit einem einzigen Vertheilungsexcenter auskommen und den geometrischen Zusammenhang

zwischen diesem und dem Vertheilungsschieber nach vorgegangener Skizze Fig. 4 möglichst einfach einrichten, so muß die Excentricitätsrichtung mit der todten Kurbelrichtung oder vielmehr mit der Richtung des Schieberspiegels (wenn diese gegen jene geneigt sein sollte) einen rechten Winkel einschließen, um für den Vorwärts- und Rückwärtsgang die gleiche Dampfvertheilung zu erhalten. Der Vertheilungsschieber nimmt bei jedem Hubwechsel seine Mittellage ein und deckt die beiden Dampfkanäle. Um die Dauer der beiderseitigen Deckung möglichst herabzusetzen, mache man beide Deckungen möglichst klein und unter einander gleich. Wenn a die Weite des Dampfkanales, e die äußere, i die innere Deckung bezeichnet, so genügt hier $e = i = 0.08\,a$. Die Excentricität r des Vertheilungsexcenters kann dann am besten so eingerichtet werden, daß bei der äußersten Schieberstellung der Dampfkanal auf der Einströmungs- und Ausströmungsseite ganz geöffnet ist; zu diesem Zwecke mache man

$$r = a + e = a + i = 1{\cdot}08\,a.$$

Die Dampfvertheilung, die ein solcher Vertheilungsschieber gewährt, läßt sich sofort leicht ermitteln, und durch ein Diagramm versinnlichen.

Wenn OX Fig. 5 die Richtung des Schieberspiegels (in den meisten Fällen zugleich die todte Kurbelrichtung), O das Mittel der Maschinenwelle bezeichnet; wenn dann $OY \perp OX$ und $OC = r$ gemacht wird, so ist C die Lage des Excentermittels bei der todten Kurbellage für die durch den Pfeil bezeichnete Bewegungsrichtung der Kurbel. Beschreibt nun die Kurbel einen beliebigen Winkel ω, so kommt c nach c′, und der Schieber macht aus seiner Mittellage (vorausgesetzt, daß die Länge der Excenterstange gegen die Excentricität hinreichend groß ist) — einen Weg

$$\xi = OP = r \sin.\,\omega.$$

Um über die Schieberstellungen bei verschiedenen Kurbellagen eine Uebersicht zu gewinnen, verzeichne man über $OC = r$ als Durchmesser einen Kreis (Zeuner's Schieberkreis) Fig. 6, dann gibt für jede unter dem Kurbelwinkel ω gegen OX durch O gezogene Richtung (Kurbelrichtung) die in dieser Richtung gemessene Sehne Om den jeweiligen Schieberweg ξ an; es ist nämlich, weil $\sphericalangle Omc = 90^0$ auch $\sphericalangle mCO = \omega$ mithin

$$mO = CO \sin.\,\omega = r \sin.\,\omega = \xi.$$

Die jeweilige Eröffnung des Dampfkanales ist, weil die beiden Deckungen e und i gleich angenommen wurden, auf der Einströmungsseite eben so groß als auf der Ausströmungsseite, und zwar um $e = i$ kleiner, als ξ. Um auch diese Eröffnung für jeden Kurbelwinkel in dem Diagramme ersichtlich zu machen, verzeichne man noch mit $e = i$ um O einen Kreis; dann gibt der bis zu der Peripherie dieses Deckungskreises gemessene Sehnenabschnitt m N die Größe der beiderseitigen Kanaleröffnung an. Sofort sind die Phasen der Dampfvertheilung vor und hinter dem Kolben aus dem Diagramme leicht zu ersehen. Es fängt zunächst die Einströmung auf der einen und gleichzeitig die Ausströmung auf der andern Seite an, wenn der Schieber aus seiner Mittellage einen Weg $= e = i$ gemacht hat, d. h. wenn die Kurbelrichtung durch den Schnittpunkt des Deckungskreises mit dem Schieberkreise geht. Hiebei beträgt der Kurbelwinkel bei den nach Obigem anzunehmenden kleinen Deckungen etwa $4^0\ 20'$ und der Kolbenweg nur etwa $\frac{15}{10000}$ des ganzen Kolbenhubes.

Bis dahin — also wohl gar sehr kurz — dauert hinter dem Kolben die nutzlose Phase der erzwungenen Expansion des dort befindlichen atmosphärischen Dampfes, während vor dem Kolben eine übrigens unschädliche Compression des den ganzen Cylinder erfüllenden Dampfes stattfindet. Von da an öffnet sich der Dampfkanal zur Ein- und Ausströmung in gleichem Maße sehr rasch, während der Kolben verhältnißmäßig sehr langsam vorwärts geht, so zwar, daß bereits $1/_4$ des Dampfkanals beiderseits offen ist, wenn der Kolben erst etwa $1/_{60}$ seines Hubes zurückgelegt hat.

Während der Mittellage des Kolbens wird selbstverständlich der Schieberweg ξ und hiebei auch die beiderseitige Kanaleröffnung ein Maximum ($\xi = r$), erreichen und nimmt dann in der zweiten Hälfte des Kolbenhubes ebenso ab, wie er in der ersten zugenommen hat. Unmittelbar vor Beendigung des Kolbenhubes werden wieder beide Dampfkanäle geschlossen, es tritt hinter dem Kolben eine kaum nennenswerthe Expansions- und vor dem Kolben eine ebenfalls unbedeutende Compressions-Periode ein. Nach erfolgtem Hubwechsel expandirt wieder zunächst der eben unbedeutend comprimirte Dampf hinter dem Kolben auf sein früheres Volumen, gleichzeitig wird der Vorderdampf ebenfalls auf sein früheres Volumen comprimirt, und ist der Vorgang überhaupt derselbe, wie beim früheren Kolbenhube.

Eine solche Dampfvertheilung ist in der That nicht gar so ungünstig zu nennen, sie wird aber ungünstig, wenn man, um die Leistung der Maschine zu modifiziren — wie dieß bei Fördermaschinen während eines jeden Tonnenhubes nothwendig ist — den Schiebergang fortwährend verkleinern muß, wobei eine immer größer werdende Dampfdroßlung stattfindet. Es gibt dergleichen mit bloß Einem Vertheilungsexcenter ohne Voreilen versehene Fördermaschinen; sie arbeiten natürlich schlecht; ihre Anwendung ist allenfalls bei Kohlengruben einigermaßen zu rechtfertigen, weil sie billig sind, und der hiebei stattfindende große Dampf- respective Kohlenverbrauch nicht so sehr in Rechnung kommt, als bei Gruben, welche die Kohlen weither beziehen.

Bei den letzteren sollten solche Maschinen allerdings nie angewendet werden.

Anders gestalten sich jedoch die Verhältnisse, wenn man einen solchen nicht voreilenden Vertheilungsschieber mit einem eigenen Absperrungs- oder Expansions-Schieber in Verbindung bringt, wobei jene schädliche Verkleinerung des Schieberhubes gänzlich vermieden wird.

Wir wollen einen solchen Expansionsschieber, nach Meyer aus zwei gegen einander verschiebbaren Platten bestehend, auf dem Vertheilungsschieber gleitend und dabei durch ein eigenes Excenter bewegt voraussetzen und die durch diese Combination gewährte Dampfvertheilung untersuchen.

Wir bezeichnen mit r_0 die Excentricität und mit δ_0 den Voreilungswinkel dieses Expansionsexcenters, während, wie vordem, r die Excentricität des Vertheilungsexcenters bedeutet, und dessen Voreilen = O angenommen wird.

Dann ist für die todte Kurbellage, wenn O X in Fig. 7 wieder die Richtung des Schieberspiegels darstellt, C der Mittelpunkt des Vertheilungs- und C_0 jener des Expansionsexcenters.

Beschreibt nun die Maschinenkurbel in der durch den Pfeil angedeuteten Richtung einen beliebigen Winkel ω, so kommt c nach c′ und c_0 nach c'_0 und es ist der von der Mittellage gemessene Vertheilungsschieberweg, wie früher:

$$\xi = O P = r \sin. \omega \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 1.)$$

ebenso ist der in gleicher Weise gemessene Expansionsschieberweg

$$\xi_0 = O\,P_0 = r_0 \sin.(\delta_0 + \omega) \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 2.)$$

Die Entfernung der beiden Schiebermittel, oder der relative Weg des Expansionsschiebers am Vertheilungsschieber, den wir allemal mit ξ' bezeichnen wollen, ist dann offenbar:

$$\xi' = P\,P_0 = \xi_0 - \xi \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 3.)$$

und mit Rücksicht auf 1) und 2)

$$\xi' = \xi_0 - \xi = r_0 \sin.(\delta_0 + \omega) - r \sin.\omega \quad . \quad . \quad . \quad 4.)$$

Bezeichnet nun, wie in der Fig. 8 angedeutet, l die Plattenlänge und x die halbe Ausschiebung des Expansionsschiebers, ferner L die halbe Länge des Vertheilungsschiebers mit Einbezug seines Durchlaßkanals, und a' die Eröffnung des Kanals, so hat man auch:

$$a' + l + x = L + \xi' \text{ woraus}$$

$$a' = L - l - x + \xi' \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 5.)$$

und mit Rücksicht auf 3)

$$a' = L - l - x - \xi_0 - \xi \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 5.)$$

folgt.

Für eine bestimmte Ausschiebung x des Expansionsschiebers ist $L - l - x$ eine constante Größe, mithin ist die Eröffnung a' des Durchlaßkanals einzig und allein von dem relativen Schieberwege $\xi' = \xi_0 - \xi$ abhängig; letztere Größe kann gemäß 1) und 2) für jeden Kurbelwinkel ω berechnet, aber auch grafisch dargestellt werden.

Die grafische Darstellung des Vertheilungsschieberweges geschieht nach dem Vorhergehenden einfach durch Beschreibung eines Kreises über O C als Durchmesser (Fig. 9); für den Expansionsschieberweg trage man den Voreilungswinkel δ_0 links von O Y auf, mache $O\,C_0 = r_0$ und beschreibe auch über dieser Größe als Durchmesser einen Kreis. Für einen beliebigen in der Pfeilrichtung zurückgelegten Kurbelwinkel ist dann, wie vordem

$$O\,m = r \sin.\omega = \xi$$

und wie man sich leicht überzeugen kann, auch

$$O\,m_0 = r_0 \sin.(\delta_0 + \omega) = \xi_0$$

(es ist nämlich der $\sphericalangle m_0\,C_0\,O = \delta_0 + \omega$, weil der $\sphericalangle m_0\,O\,C_0$ sowohl jenen, als auch die Summe $\delta_0 + \omega$ bei O zu 90° ergänzt); sofort gibt der Sehnenabschnitt $m\,m_0$ den relativen Schieberweg

$$\xi' = \xi_0 - \xi$$

für einen beliebigen Kurbelwinkel ω an. Demnach könnte auch die jeweilige Eröffnung des Durchlaßkanals

$$a' = L - l - x + \xi_0 - \xi$$

für jede Kurbellage leicht ermittelt werden.

Zur leichteren Uiberſicht der Dampfvertheilung iſt es jedoch zweckdienlicher, für den relativen Schieberweg ξ' ſelbſt einen Schieberkreis zu conſtruiren, einen Kreis nämlich, deſſen unter dem Kurbelwinkel ω gegen O X durch O gezogene Sehnen die Größe $\xi' = \xi_0 - \xi$ unmittelbar angeben.

Zu dieſem Zwecke muß ξ' in der Form ϱ sin. $(\varepsilon + \omega)$ entwickelt werden, wobei ω wieder den Kurbelwinkel, ϱ den idealen Durchmeſſer und ε den idealen Voreilungswinkel des geſuchten Schieberkreiſes bezeichnet.

Man hat demnach einerſeits

$$\xi' = \varrho \sin. (\varepsilon + \omega)$$

andererſeits gemäß 4)

$$\xi' = r_0 \sin. (\delta_0 + \omega) - r \sin. \omega,$$

alſo:

$$\varrho \sin. (\varepsilon + \omega) = r_0 \sin. (\delta_0 + \omega) - r \sin. \omega$$

woraus nach einfacher Entwicklung und Ordnung folgt:

$$(\varrho \cos. \varepsilon - r_0 \cos. \delta_0 + r) \sin. \omega =$$
$$(r_0 \sin. \delta_0 - \varrho \sin. \varepsilon) \cos. w.$$

Dieſe Relation muß für jeden Werth von ω beſtehen, was offenbar nur dann möglich iſt, wenn gleichzeitig:

$$\varrho \cos. \varepsilon - r_0 \cos. \delta_0 + r = o \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad \alpha)$$

und

$$r_0 \sin. \delta_0 - \varrho \sin. \varepsilon = O \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad \beta)$$

Nimmt man, wie es ſich als zweckmäßig erweiſen wird,

$$\delta_0 = 30^0$$

$$\text{und } r_0 = \frac{r}{\cos. \delta_0}$$

$$\text{mithin } \sin. \delta_0 = \tfrac{1}{2} \text{ an,}$$

ſo hat man zuvörderſt

$$\text{aus } \alpha): \varrho \cos. \varepsilon = 0$$

$$\text{aus } \beta): \tfrac{1}{2} r_0 - \varrho \sin. \varepsilon = 0$$

aus erſterer Gleichung folgt nun

$$\varepsilon = \pm 90^0$$

$$\text{d. h. } \sin. \varepsilon = \pm 1$$

mithin gemäß der zweiten Gleichung

$$\varrho = \pm \tfrac{1}{2} r_0.$$

Anmerkung. (Eine zweckmäßige Specialisirung der Werthe von δ_0 und r_0 sollte wohl aus einer ganz allgemeinen Behandlung des Gegenstandes erst gefolgert werden; da es sich jedoch hier nicht um eine elegante theoretische Entwicklung, sondern vielmehr um eine möglichst einfache Darstellung für die Praxis handelt, so habe ich die Specialisirung gleich hier vorgenommen.)

Diesen Bedingungen entspricht die aus Fig. 10 ersichtliche Construction: hierin ist O X wie früher die Richtung des Schieberspiegels; $OY \perp OX$;

$$OC = r; \sphericalangle COC_0 = \delta_0 = 30^0;$$

$$CC_0 \perp OY \text{ mithin}$$

$$OC_0 = \frac{r}{\cos.\delta_0} = \frac{r}{\cos.30^0} = r_0$$

$$Oz_0 = r_0 \sin. 30^0 = \tfrac{1}{2} r_0 \text{ (posit. } \varrho.)$$

$$OZ_0 = -\tfrac{1}{2} r_0 \text{ (negativ } \varrho.)$$

Beschreibt man über Oz_0 und OZ_0 als Durchmesser Kreise, so sind diese die gesuchten Schieberkreise und zwar ist der linksseitige der positive, der rechtsseitige der negative relative Schieberkreis.

Für einen beliebigen in der Pfeilrichtung beschriebenen Kurbelwinkel ω gibt die Sehne O z die Größe des jeweiligen relativen Schieberweges $\xi' = \xi_0 - \xi$ sofort an, und zwar werden von O aus bis zur Peripherie des linksseitigen Kreises die positiven und bis zur Peripherie des rechtsseitigen Kreises die negativen Werthe von ξ' gemessen.

Um nun auch die jeweilige Eröffnung a' des Durchlaßkanales in dem Diagramme ersichtlich zu machen, hat man gemäß 5)

$a' = L - l - x + \xi'$, und wenn man der Kürze halber

$$L - l - x = \lambda \text{ setzt:}$$

$$a' = \lambda + \xi$$

worin, wie bereits erwähnt, für eine bestimmte Ausschiebung x des Expansionsschiebers die Größe λ als konstant zu betrachten ist.

Macht man nun $OU = \lambda$ und beschreibt mit dieser Größe als Halbmesser einen Kreis um O, so hat man für den Kurbelwinkel ω:

$uz = uO + Oz = \lambda + \xi' = a'$ hiemit auch $UZ = uz = a'$ als Eröffnung des Durchlaßkanals für die Kurbellage O n fällt a

größer aus, als die ganze Weite a_0 des Durchlaßkanals, so ist dieser natürlich ganz geöffnet.

Die Figur gibt nun eine vollständige Uibersicht der Dampfvertheilung bei einem ganzen und jeden Kolbenhube: zunächst ist für die todte Kurbellage OX ($\omega = o$) die Eröffnung

$$a' = uO + Oz_0 = u_0 z_0 = U_0 Z_0$$

ein positives Maximum und nimmt von da an numerisch ab, weil ξ' abnimmt; für die Kurbel On hat man wie bereits erklärt,

$$a' = U, Z,$$

deßgleichen ist für die Rrichtung On,

$$a' = UZ$$

für die Rrichtung OY ($\omega = 90^0$) wird $\xi' = o$ und

$$a' = U_2 O$$

über diese Lage hinaus wird ξ' negativ, also für die RRichtung On_3

$$a' = OU_3 - OZ_3 = U_3 Z_3$$

Für die Kurbelrichtung On_4 welche durch den Schnittpunkt U_4 des λ Kreises mit dem negativen Schieberkreise geht, hat man $a' = o$; der Durchlaßkanal im Vertheilungsschieber schließt sich — es beginnt die Expansion. Offenbar liegt es in unserer Gewalt, diesen Moment bei einer beliebigen Kurbelrichtung eintreten zu lassen; wir brauchen nur in diese Richtung den genannten Schnittpunkt fallen zu lassen, was durch eine zweckmäßige Wahl von $\lambda = L - l - x$ immer erzielt werden kann.

Soll zunächst die Absperrung durch den Expansionsschieber erst am Ende des Kolbenhubes eintreten, also die Expansionsvorrichtung unwirksam werden, so muß jener Durchschnitt statt nach U_4 vielmehr nach Z_0 fallen; hiemit stellt sich OZ_0 als der nothwendige Maximalwerth von $\lambda = L - l - x$ heraus. Da es vor der Hand überflüssig wäre, diesen Maximalwerth zu überschreiten, so nehmen wir sofort OZ_0 als Werth von $L - l - x$ für $x = o$ an, d. h. wir machen

$$L - l = OZ_0 = {}^1/_2\, r_0 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 6)$$

Verzeichnet man nun mit dieser Größe als Halbmesser einen Kreis um O (Fig. 11), so stellt sich die Länge $M_4 Z_4$ als derjenige Werth der Ausschiebung x heraus, welcher dem Eintritte der Absperrung bei der Kurbellage On_4 entspricht; ebenso ist $x = M_3 Z_3$ für den Beginn der Expansion bei der Kurbellage On_3,

$:= M_2 O$ für den Beginn der Expansion bei der R Lage OY
$:= M_1 Z_1$ für den Beginn der Expansion bei der R Lage On,
$:= MZ$ für den Beginn der Expansion bei der R Lage On
ür den Eintritt der Absperrung schon am Anfang des Kolbenhu-es (also für die Einstellung der Maschine mittelst des bloßen ᵹxpansionsschiebers) mußte $x = z_0 Z_0 = 2\varrho = r_0$ gemacht wer-en. Hiebei ist jedoch Folgendes zu beachten: Bei dem Maximal-etrage von x welchen wir allgemein mit x_m bezeichnen wollen, oll die Expansionsschieberplatte den Durchlaßkanal im Vertheilungs-hieber während des ganzen Kolbenhubes, also auch dann decken, enn die Mittel beider Schieber am meisten gegen einander ver-hoben sind. Diese (essentiell negative) Maximalverschiebung ist ach dem Vorhergehenden

$$\xi'_m = \varrho = \tfrac{1}{2} r_0$$

Damit in diesem Augenblicke die innere Kante i des Expansions-hiebers den Durchlaßkanal nicht öffnet (Fig. 12), muß nothwen-endiger Weise (numerisch):

$$\xi'_m + x_m \leqq L - a_0$$

$$\text{also } L \geqq \xi'_m + x_m + a_0 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 7$$

it Einsetzung der Werthe aber

$$\text{noch allgemein } L \geqq 0{\cdot}5\, r_0 + x_m + a_0 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 7')$$

$$\text{und speciell } L \geqq 1{\cdot}5\, r_0 + a_0$$

in.

Wenn man dieser speciellen Bedingung Genüge leistet, so las-n sich mit einer solchen Steuerung alle möglichen Expansions-rade — respective alle Füllungsgrade von 0 bis 1 erreichen.

Man sieht jedoch, daß sich die Dimensionen der Schieber desto rößer gestalten, je größer der Maximalwerth x_m ausfällt, d. h. höher man die Expansion treiben will. Es ist aber meistens urchaus nicht nothwendig, über einen mäßigen Expansionsgrad — wa 5- bis 6fache Expansion hinauf d. h. unter einen Füllungs-rad $^1/_5$ bis $^1/_6$ hinabzugehen. Begnügt man sich mit einem sol-en Minimalfüllungsgrade, so ergibt sich ein mäßiger Maximal-erth x_m von x und hiemit auch eine mäßige Länge L. Aller-ngs darf man dann mit der Ausschiebung x über jenen Werth $_m$ ohne Dampfvergeudung nicht hinaus gehen, denn möchte an dieß thun, so würde nach erfolgter Absperrung des Durchlaß-nales durch die äußere Kante des Expansionsschiebers noch im

Verlaufe des betreffenden Kolbenhubes (und zwar gegen das Ende desselben) dieser Kanal noch durch die innere Kante des Expansionsschiebers geöffnet werden, und frischer Dampf auf eine höchst unnütze Weise hinter den Kolben treten. Um Diesem vorzubeugen, ist es am besten, die Ausschiebung des Expansionsschiebers über die betreffende Maximalgröße x_m ganz unmöglich zu machen, was ohne Anstand bewerkstelligt werden kann.

Nach geschehener Ermittlung der Länge L läßt sich auch die nothwendige Länge l der beiden Expansionsschieberplatten leicht bestimmen, da die Differenz L—l nach Früherem bekannt ist. Somit wären alle Constructionselemente dieser Steuerung bekannt. Aus dem Vorhergehenden ist zur Genüge zu ersehen, daß die Verbindung eines nicht voreilenden Vertheilungsschiebers mit dem Meyer'schen Expansionsschieber die Anwendung ganz beliebiger Expansionsgrade und hiebei stets eine gute Dampfvertheilung gewährt. Präciser arbeitet allerdings noch der Meyer'sche Expansionsschieber an einem entsprechend voreilenden Vertheilungsschieber; die erstere Einrichtung hat bloß den Vortheil der größeren Einfachheit — und dieß selbstverständlich bloß bei Fördermaschinen — für sich, indem man hiebei mit einem einzigen Vertheilungsexcenter und mit weniger Gelenken und Stangen auskommt. Es muß unbedingt zugegeben werden, daß die eben behandelte Steuerung mit einem Vertheilungs- und einem Expansionsexcenter bezüglich des Dampfverbrauches zu besseren Resultaten führen muß, als die übliche Coulissensteuerung mit zwei Vertheilungsexcentern, ohne einen complicirteren Mechanismus zu erfordern.

Damit nun die Dampfvertheilung beim Rückwärtsgange der Maschine gerade so beschaffen ist, wie sie für den Vorwärtsgang eben nachgewiesen wurde, muß das Expansionsexcenter an der Welle innerhalb eines Winkels von $180^0—2\delta_0$ drehbar sein, um aus seiner richtigen relativen Lage für den Vorwärtsgang in die ebenso richtige Lage für den Rückwärtsgang kommen zu können.

Bezeichnet, wie vorher OX (Fig. 13) die Richtung des Schieberspiegels, OM die Lage des Vertheilungsexcenters bei der linksseitigen todten Kurbellage, OM_0 die gleichzeitige Lage des Expansionsexcenters, so wird beim Umsteuern durch die Verschiebung des Gleitstückes im Schleifbogen das Vertheilungsexcenter in die ideale Lage OM' gebracht; bei dem hiemit eingeleiteten Rückwärtsgange

der Maschine kommt das lose Expansionsexcenter, nachdem die Welle eine Drehung von $180-2\delta_0$ gemacht hat, in die gegen OM′ richtige relative Lage $OM\delta'_0$; für $_0=30^0$ beträgt diese gestattete Drehbarkeit 120°. In Fig. 13a ist die absolute gegenseitige Lage der Kurbel OX, und der Excentricität OM_0 für den Rückgang ersichtlich. Es wurde bereits Eingangs erwähnt, daß beim Umsteuern der Vertheilungsschieber unter dem Expansionsschieber derart verrückt wird, daß die entgegengesetzte Dampfeinströmung zwischen den Expansionsschieberplatten vor sich geht, wenn diese hinreichend auseinandergeschoben sind, was am Ende eines jeden Tonnenhubes ohnehin der Fall ist. Hiedurch wird die Maschine in den Rückgang versetzt, und nachdem sie eine Drehung von obigen 120° gemacht hat, kommt das Expansionsexcenter in seine richtige Lage für den Rückgang, welcher dann weiters ohne Anstand vor sich geht. Die Umsteuerung in dieser Weise ist jedenfalls durchzuführen, ich gebe jedoch zu, daß sie möglicher Weise unbequem — vielleicht umständlich wäre. Dieser Umständlichkeit kann man aber, wie ebenfalls schon angedeutet wurde, vorbeugen, wenn man den Vertheilungsschieber derart verlängert, daß bei zusammengezogenen Expansionsschieberplatten dieser nicht bloß während des Ganges der Maschine, sondern auch nach geschehener Umsteuerung völlig unthätig wird. Während des Ganges wird nämlich der Expansionsschieber schon durch das Zusammenziehen seiner Platten unthätig, keineswegs aber nach geschehener Umsteuerung, wobei unter ihm der Vertheilungsschieber verrückt wird, ohne daß der Expansionsschieber seine gerade eingenommene Lage verläßt.

Hiebei kommen die beiden Schiebermittel in eine viel größere gegenseitige Entfernung als jene

$$\xi'_m = \frac{1}{2} r_0;$$

am größten wird diese Entfernung während der Mittellage des Kolbens, und gerade diese ist zum Umsteuern am besten geeignet.

Hiebei stehen beide Schiebermittel gerade übereinander und der Vertheilungsschieber in einer seiner äußersten Lagen, aus welcher er bei der Umsteuerung in die andere äußerste Lage gebracht wird, also einen Weg $= 2r$ unter dem stehenden Expansionsschieber macht. Damit nun hiebei der zusammengezogene Expansionsschieber noch zwischen die beiden Durchlaßkanäle des Vertheilungsschiebers fällt, und in dieser Weise die Dampfeinströmung auf der entgegen-

gesetzten Seite gestattet, muß seine halbe Länge mit Einschluß des Durchlaßkanales

$$L' = 2r + l + a_0$$

sein, wobei l die nach Früherem ermittelte Plattenlänge des Expansionsschiebers bezeichnet, an welcher hier nichts geändert wird. Die Ausmittlung der für verschiedene Expansionsgrade erforderlichen Ausschiebungen x des Expansionsschiebers muß aber nun für den verlängerten Schieber mittelst

$$L' - l = 2r + a_0$$

geschehen, wodurch jede dieser Ausschiebungen um dasselbe größer wird, um was die Länge L′ selbst größer als L geworden ist.

Diese Verlängerung würde die Schieberreibung etwas vermehren; man kann jedoch, um dieses zu vermeiden, die Reibungsfläche des Vertheilungsschiebers nach Fig. 1 einrichten. Übrigens ist diese Verlängerung des Schiebers behufs anstandsloser Umsteuerung jedenfalls anzurathen, wenn gleich es auch wenigstens möglich ist, mit dem kurzen Schieber auf die früher erwähnte Weise umzusteuern, wobei der entgegengesetzte Dampf zwischen den auseinandergeschobenen Expansionsschieberplatten in den Durchlaß- und Dampfkanal geleitet wird.

Der Maschinenführer könnte hiebei möglicher Weise leicht konfus werden, während er mit dem verlängerten Schieber nach geschehener Zusammenschiebung der Expansionsschieberplatten sich gerade so benehmen kann, als wenn der Expansionsschieber gar nicht vorhanden wäre. Es müßte aber auch dafür gesorgt werden, daß der Maschinenführer den Expansionsschieber eben nur beim Umsteuern unthätig mache! In dieser Hinsicht würde am besten die an manchen Orten ohnehin übliche Gepflogenheit zum Ziele führen: für die erzielte Brennstofferspärniß nicht bloß den Heizer, sondern auch den Maschinenführer entsprechend zu remuneriren. Uebrigens ist die eventuell nothwendige Verlängerung des Schiebers nicht sehr bedeutend.

Bei dem losen Expansionsexcenter neben zwei voreilenden Vertheilungsexcentern fällt diese Verlängerung noch mäßiger aus. In der folgenden „Zusammenstellung“ sollen die Constructionsverhält-

isse sowohl für den normalen als auch für den verlängerten Schieber bei den drei besprochenen Combinationen angegeben werden.

Anmerkung. In den Schieberdiagrammen erscheinen für die durch den Pfeil überall angedeutete (Vorwärts-) Bewegung der Kurbel die Excentricitäten gerade auf der entgegengesetzten Seite der Ordinatenaxe, als in der Wirklichkeit. Um in dieser Beziehung eine Uebereinstimmung mit der Wirklichkeit zu erzielen, mußten die zu der nachfolgenden „Zusammenstellnng" gehörigen Figuren in der verkehrten Lage (entgegen den vorangehenden Diagrammen) gezeichnet werden. In denselben erscheinen daher die Excentricitäten in ihrer wahren Lage, die Schieberwege 2c. gelten aber für die der Pfeilrichtung entgegengesetzte Bewegung.

Zusammenstellung
der
Regeln zur Construction von Expansionssteuerungen für Fördermaschinen.

Bezeichnungen und Erklärungen.

Die Längendimensionen sind in einem beliebigen, jedoch gleichen Maaße auszudrücken.

D Kolbendurchmesser — derselbe kann nach der später folgenden „Anleitung" bestimmt werden.

Mit Rücksicht auf Fig. 1:

a die Kanalweite, und

b die Kanalbreite am Schieberspiegel;

und zwar ist zu machen

$$ab = \frac{1}{20}\,\frac{D^2\pi}{4};$$ hiemit folgt:

	bei großen Masch.		bei kleinen Masch.	
r $\frac{b}{a}$ =	7,	6,	5,	4
„ a =	0·075 D,	0·081 D,	0·089 D,	0·099 D.
„ b =	0·524 D,	0.486 D,	0·443 D,	0 396 D.

δ Voreilungswinkel und
r Excentricität des Vertheilungsexcenters;
δ_0 Voreilungswinkel und
r_0 Excentricität des Expansionsexcenters;
e die äußere und
i die innere Deckung des Vertheilungsschiebers;
β die Stegbreite und zwar:

$$\beta = \frac{a}{2} + 1 \text{ centim.} = \frac{a}{2} + \frac{3}{8} \text{ Zoll};$$

a_1 die Weite des Dampfabflußkanals und zwar:
$a_1 \overline{\gtrless} 2\,r - \beta$.
oder auch $a_1 = 1{\cdot}8$ bis $2a$;
a_0 die Weite des Durchlaßkanals im Vertheilungsschieber;
L die halbe Länge des Vertheilungsschiebers mit Einschluß des Durchlaßkanals;
l die Plattenlänge des Expansionsschiebers;
x die variable halbe Ausschiebung dieser Platten.

A. Steuerung mit einem einzigen Vertheilungsexcenter und dem losen Expansionsexcenter.

$\delta = o$
$e = i = 0{\cdot}08\ a$
$r = a + e = a + i = 1{\cdot}08\ a$
$a_0 = a$ bis $0{\cdot}8\ a$
$\delta_0 = 30^0$
$r_0 = \dfrac{r}{\cos.\ \delta^0} = 1{\cdot}155\ r$ ergibt sich nach dem Folgenden auch grafisch.

Man ziehe $O\,Y \perp O\,X$ Fig. 14, wobei O das Wellenmittel und OX die Richtung des Schieberspiegels darstellt, sodann mache man $O\,C = r$; $\sphericalangle\, C\,O\,C_0 = \delta_0 = 30^0$; $C\,C_0 \perp O\,Y$; dann ist $C_0\,O = r_0$; hiemit ist die Lage C O des Vertheilungs- und jene $C_0\,O$ des Expansions-Excentermittels bei der linksseitigen todten Kurbellage bestimmt.

Man ziehe nun $C_0\,z_0 \perp O\,X$ und beschreibe über $O\,z_0$ (dem obigen ϱ) als Durchmesser einen Kreis, ferner mit $O\,z_0$ ($= L - l$) als Halbmesser um O einen Halbkreis und mit $O\,C_0$

als Halbmesser einen Halbkreis, welcher den Kurbelkreis repräsentiren soll, so wie $S_0 S_6$ den Kolbenhub. Sodann bezeichne man auf $S_0 S_6$ diejenigen Kolbenlagen $S_0, S_1, S_2 \ldots S_6$, welche den zu markirenden Expansionsgraden respective Füllungen entsprechen, in der Figur von $\frac{1}{6}$ zu $\frac{1}{6}$ des Kolbenhubes fortschreitend, und bestimme auch die bezüglichen Kurbelrichtungen $O R_0$, $O R_1$, $O R_2$ . . $O R_6$.

Auf diesen Kurbelrichtungen werden nun die zur Erzielung jener Füllungsgrade nothwendigen Ausschiebungen x abgemessen. Es ist nämlich $x = z_0 M_0$ für die Füllung O

$x = z_1 M_1$ für den Beginn der Expansion bei der Kurbelstellung $O R_1$ d. h. für die Füllung $S_0 S_1 = \frac{1}{6}$; eben so ist

$x = z_2 M_2$ für die Füllung $S_0 S_2 = \frac{2}{6} = \frac{1}{3}$

$x = z_3 M_3$ „ „ „ $S_0 S_3 = \frac{3}{6} = \frac{1}{2}$

$x = z_4 M_4$ „ „ „ $S_0 S_4 = \frac{4}{6} = \frac{2}{3}$

$x = z_5 M_5$ „ „ „ $S_0 S_5 = \frac{5}{6}$ —

$x = O$ für die ganze Füllung $S_0 S_6$ . . .

Begnügt man sich mit $\frac{1}{6}$ als der kleinsten Füllung, so ist $z_1 M_1 = x_m$ der Maximalwerth von x.

Sofort sind aus

$$L \gtreqless 0.5\ r_0 + x_m + a_0$$
$$\text{und } L - l = 0{\cdot}5\ r_0$$

die Längen L und l leicht zu bestimmen.

Für den verlängerten Schieber hat man die halbe Länge des Vertheilungsschiebers mit Einschluß des Durchlaßkanals:

$$L' = 2\ r + l + a_0$$

mithin

$$L' - l = 2\ r + a_0.$$

Mit dieser Größe als Halbmesser wäre nun der M Kreis in Fig. 14 zu verzeichnen, wodurch die verschiedenen Ausschiebungen x sämmtlich um $L' - L$ größer werden — im Uebrigen aber nichts an der Construction geändert wird.

Damit die Dampfvertheilung beim Rückgang ganz die gleiche ist, wie beim Vorwärtsgang, muß dem losen Expansionsexcenter an der Maschinenwelle eine Drehung um den doppelten Winkel $C_0 O X'$ (Fig. 14), also um $2 \times 60 = 120^0$ in früher angegebener Weise gestattet sein, damit dasselbe aus der Lage $O C_0$ relativ in jene

O C'_0 kommen kann, nachdem das Vertheilungsexcenter beim Umsteuern in die ideale Lage O C' versetzt worden ist. (Siehe hierüber die Fig. 3 b sammt zugehörigem Texte.)

B. Steuerung mit zwei Vertheilungsexcentern und dem losen Expansionsexcenter.

$\delta = 15$ bis 20^0
$e = 0{\cdot}25$ a bis $0{\cdot}3$ a
$i = 0{\cdot}08$ a bis $0{\cdot}1$ a
$r = a + i = 1{\cdot}08$ a bis $1{\cdot}1a$
$a_0 = a$ bis $0{\cdot}8$ a
$\delta_0 = 60^0$
r_0 ergibt sich grafisch.

(Anmerkung. Die Annahme eines Mittelwerthes des Voreilungswinkels δ_0 von vorne herein thut der Richtigkeit des Ergebnisses keinen Eintrag und erleichtert ungemein die Construction, was für die Praxis von wesentlichem Werthe ist.)

Man ziehe OY ⊥ OX Fig. 15, wobei OX die Richtung des Schieberspiegels, O das Wellenmittel darstellt; dann mache man $\sphericalangle YOC = \delta$; $OC = r$; $\sphericalangle YOC_0 = \delta_0$ und beschreibe über OC als Durchmesser einen Kreis (Schieberkreis) so wie auch mit e als Halbmesser um O einen Kreis (Deckungskreis), welcher den Schieberkreis in v schneidet; man verlängere O v, ziehe durch C die Parallelen zu OC_0 und zu OD, so ergibt sich das Parallelogramm OC_0 CD; hierin stellt OD diejenige Kurbellage vor, bei welcher der Vertheilungsschieber den Dampfkanal sperrt, wenn die Bewegung in der dem Pfeile entgegengesetzten Richtung stattfindet; zugleich ist die Länge OD als der erforderliche Minimalwerth von L — l zu betrachten.

Ferner ist OC_0 die Richtung und Größe der Excentricität des Expansionsexcenters, so wie OC die Richtung und Größe der Excentricität des Vertheilungsexcenters — beides für den durch den Pfeil angedeuteten Vorwärtsgang und für die linksseitige todte Kurbellage.

Nun verzeichne man noch über OD als Durchmesser einen Kreis (Kreis der relativen Schieberwege) und mit L — l = OD' — etwas größer als OD, um O einen Halbkreis, ferner mit

OC_0 (oder sonst einer Länge = 50 oder 100) als Halbmesser einen Halbkreis, welcher den Kurbelkreis vorstellen soll, so wie $S_0 S_6$ den Kolbenhub. Sodann bezeichne man auf $S_0 S_6$ diejenigen Kolbenlagen $S_0, S_1, S_2, \ldots S_6$, welche den zu markirenden Füllungsgraden entsprechen (in der Fig. 15 von $^1/_6$ zu $^1/_6$ des Kolbenhubes fortschreitend) und bestimme auch die entsprechenden Kurbelrichtungen:

$$OR_0, OR_1, OR_2 \ldots OR_6$$

Auf diesen Kurbelrichtungen werden nun die zur Erzielung jener Füllungsgrade erforderlichen Ausschiebungen x abgemessen; es ist nämlich

$x = M_0 z_0$	für die	Füllung	0
$x = M_1 z_1$	" "	"	$\frac{1}{6}$
$x = M_2 z_2$	" "	"	$\frac{2}{6} = \frac{1}{3}$
$x = M_3 z_3$	" "	"	$\frac{3}{6} = \frac{1}{2}$
$x = M_4 z_4$	" "	"	$\frac{4}{6} = \frac{2}{3}$
$x = M_5 z_5$	" "	"	$\frac{5}{6}$

Macht man $x = DD^1$, welche Größe nahe an Null zu nehmen ist, so sperrt der Expansionsschieber gleichzeitig mit dem Vertheilungsschieber — die Maschine arbeitet ohne Expansion, oder vielmehr bloß mit derjenigen Expansion, welche durch den Vertheilungsschieber eingeleitet wird.

Um auf mäßige Werthe von L und l zu kommen, wird man die Füllung = o nie anstreben, sondern sich mit einer Minimalfüllung etwa = $\frac{1}{6}$ begnügen; dießfalls ist $M_1 z_1 = x_m$ der Maximalwerth von x und es sind nur noch aus

$$L - l = OD^1$$

und $L \gtrless OD + x_m + a_0$.

die Längen L und l zu bestimmen.

Für den verlängerten Schieber ist

$$L' = r + 0{\cdot}7\, r_0 + l + a_0$$

zu machen und der M Kreis in Fig. 15 mit dem Halbmesser

$$L' - l = r + 0{\cdot}7\, r_0 + a_0$$

zu verzeichnen, wodurch bei ungeändertem l alle Werthe x um die Größe $L^1 - L$ größer werden. Um für den Rückwärtsgang dieselbe Dampfvertheilung zu erhalten, wie für den Vorwärtsgang, muß das lose Excenter innerhalb des doppelten Winkels $C_0 O X^1$, welcher = 30° ist, also innerhalb 60° in der früher angegebenen

Weise auf der Maschinenwelle drehbar sein, damit seine Excentricität aus der Lage $O C_0$ in jene $O C'_0$ kommen kann, wenn das Rückwärtsexcenter $O C'$ thätig wird. (Siehe hierüber die Fig. 3a sammt zugehörigem Texte.)

C. Steuerung mit zwei Vertheilungsexcentern und einem fixen Expasionsexcenter.

Bei dieser Anordnung, welche übrigens nur für Schächte von mäßiger Tiefe taugt, nehme man, um auf mäßige Werthe von r_0, L und l zu kommen:

$$\delta = 20$$
$$e = 0{\cdot}3\,a$$
$$i = 0{\cdot}08\,a \text{ bis } 0{\cdot}1\,a$$
$$r = a + i = 1{\cdot}08\,a \text{ bis } 1{\cdot}1\,a$$
$$\delta_0 = 90^0$$

Mann ziehe $O Y \perp O X$, Fig. 16 und 17, mache

$$\sphericalangle Y O C = \delta,\ O C = r,$$

beschreibe über O C als Durchmesser den Schieberkreis und mit e als Halbmesser den Deckungskreis, welcher den Schieberkreis in v schneidet; man ziehe und verlängere O v bis E so ist O E die Kurbelrichtung, bei welcher der Vertheilungsschieber absperrt.

Das weitere Verfahren ist nun verschieden, jenachdem man eine möglichst große Füllung zulässig haben will, wobei man sich eine bedeutende Größe der Excentricität des Eppansionsexcenters gefallen lassen muß, oder aber von einer möglichst großen zulässigen Füllung absehen darf, wobei man auf eine mäßige Größe der Excentricität hinarbeiten kann.

Im ersteren Falle ziehe man (Fig. 16) durch C die Parallelen zu O E und zu O X, wodurch sich das Parallelogramm $O C_0 C E$ ergibt, worin $O C_0 = r_0$, und O E den Durchmesser des Kreises der relativen Schieberwege darstellt.

Man verzeichne nun mit

$O E' = L$ und wenig größer als O C um O einen Kreis; dann wäre

$x = M_0 z_0$ für die Füllnng o und $x \lesseqgtr E\,E_1$ für die ganze Füllung, welche der Vertheilungsschieber zuläßt. Die Möglichkeit

der Füllung $= o$ wird man hier nie bezwecken wollen. Man verzeichne diejenige Kurbelstellung O M, welche der gewünschten kleinsten Füllung (etwa $= \frac{1}{3}$ bis $\frac{1}{4}$) entspricht, dann ist $M_1 z_1 = x_m$ der Maximalwerth der Ausschiebung — entsprechend jener kleinsten zulässigen Füllung; selbstverständlich ist $M_2 z_2 = x$ für die Füllung $\frac{1}{2}$ u. s. w.

Sofort hat man aus

$$L - l = O E'$$

$$\text{und } L \gtreqless O E + x_m + a_0$$

die Längen L und l zu bestimmen, welche hier bedeutend groß ausfallen.

In dem zweiten oben angegebenen Falle — wenn man nämlich auf mäßige Werthe von r_0, L und l kommen will, verzeichne man wieder (Fig. 17) über O C den Schieberkreis und um O mit e den Deckungskreis, welcher den erstern in v schneidet; man ziehe und verlängere O v, nehme für r_0 einen mäßigen Werth — etwa $= 1{\cdot}25\ r$ von vorneherein an, und mache

$O C_0 = r_0$; sodann ziehe man $C C_0$ ferner durch C eine Parallele zu O X und durch O eine Parallele zu $C C_0$; hiemit ergibt sich das Parallelogram $O C_0 C D$ in welchem O D den Durchmesser des Kreises der relativen Schieberwege darstellt. Man verzeichne diesen Kreis und auch noch mit $O D' = L - l$ (wenig größer, als O D) um O einen Halbkreis.

Dann mache man den Winkel D′ O F etwas größer als D′ O E so ist O F diejenige Kurbelrichtung, welche der möglichen Maximalfüllung entspricht, und zwar ist

$F z = x$ für diese Füllung; $M_0 z_0$ wäre der Werth von x für die Füllung $= o$; man wird jedoch eine solche nie anstreben, und die Minimalfüllung etwa $= \frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{3}$ annehmen. Zieht man die Kurbelrichtung O M, welche dieser Minimalfüllung entspricht, so ist $M_1 z_1 = x_m$ der dießbezügliche Maximalwerth von x. Es ist dann $M_2 z_2 = x$ für die Füllung $\frac{1}{2}$ 2c.

Schließlich hat man aus

$$L - l = O D'$$

$$\text{und } L \gtreqless O D + x_m + a_0$$

die Länge L und l zu bestimmen.

Das Expansionsexcenter hat hier gegen das Vorwärts- und Rückwärtsvertheilungsexcenter die gleiche relative Lage — deßhalb kann es auf der Maschinenwelle festgekeilt werden.

Als Ergänzung zu dem Vorhergehenden folgt nun ein äußerst leicht und sicher zu handhabender Schlüssel zur Berechnung der Dampfmaschinen selbst.

Anleitung
zur
schnellen und leichten Berechnung rotirender Dampfmaschinen mit besonderer Rücksicht auf die Förderungs- und Wasserhaltungsmaschinen. [1])

Die nachfolgenden Tabellen, mittelst welcher die Berechnung rotirender Dampfmaschinen auf eine höchst einfache Weise vollzogen und jede in dieser Beziehung gestellte Frage sehr leicht gelöst werden kann, haben zur Grundlage die neueste auf zuverlässige Versuche gestützte Dampfmaschinentheorie.

Bezeichnungen und Erklärungen.

N der in Pferdestärken ausgedrückte Nutzeffekt der Dampfmaschine;

n die Umgangszahl der Maschinenwelle in der Minute;

s Kolbenhub in Metern;

$s_{,}$ Kolbenweg bis zur Absperrung, also

$\frac{s_{,}}{s}$ der Füllungsgrad und

$\frac{s}{s_{,}}$ der (beiläufige) Expansionsgrad, bei welchem der obige Nutzeffekt N erzielt wird. Die in den Tabellen erscheinenden Füllungsgrade $\frac{s_{,}}{s}$ sind mit folgenden beiläufigen Expansionsgraden gleichbedeutend:

$\frac{s_{,}}{s} = 0{\cdot}912$ gültig für Volldruckmaschinen mit voreilendem Vertheilungsschieber und üblicher äußerer Deckung;

1) Ein Auszug aus meinen in der Zeitschrift der österr. Ingenieure und Architekten veröffentlichten Tabellen über Dampfmaschinen.

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0{\cdot}7$ bedeutet nahe $\frac{3}{2}$fache Expansion

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0.5$ " " 2 " "

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0{\cdot}33$ " " 3 " "

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0{\cdot}25$ " " 4 " "

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0{\cdot}2$ " " 5 " "

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0{\cdot}15$ " " 7 " "

$\frac{s_{\prime}}{s} = 0.1$ " " 10 " "

c die mittlere Kolbengeschwindigkeit in Metern, und zwar ist jedesmal das Produkt $ns = 30\,c$;

p_1 die in Atmosphären ausgedrückte absolute Admissions- oder Vollbruckspannung; dieselbe hat etwa ¾ der absoluten Kesselspannung, und zwar lieber noch weniger als mehr zu betragen; bezeichnet also p den effectiven Kesselüberdruck in Atmosphären, so hat man

$$p_1 \leqq {}^3/_4\,(p + 1)$$

zu nehmen; die Kesselspannung soll aber stets so hoch gehalten werden, als es mit Rücksicht auf die vorgenommene Kesselprobe ämtlich gestattet ist.

O die wirksame Kolbenfläche in □ Metern;

D Kolbendurchmesser in Metern, also die totale Kolbenfläche $\frac{D^2 \pi}{4}$ in □ Met.;

S_1 der nutzbare Dampfverbrauch pr. 1 Sek. in Kilo.

S_2 der Dampfverlust pr. 1 Sek. in Kilo.

$S = S_1 + S_2$ der Gesammtdampfverbrauch pr. 1 Sek. in Kilo.

Tab. I. Beiläufige ökonomisch günstigste Füllungsgrade.

Maschinen		Ohne Condensation				Mit Condensation			
Pferde N =		7	20	60	180	7	20	60	180
Absolute Admissionsspannung		günstigster Füllungsgrad s_1/s =							
	$p_1 = 2$	.	.	.	.	0·4 — 0·33	0·33	0·33 — 0·3	0·3
	$p_1 = 3$	0·5	0·4	0·4	0·4	(0·33)	0·33 — 0·3	0·3	0·3 — 0·25
	$p_1 = 4$	0·4	0·33	0·33 — 0·3	0·3	(0·33 — 0·3)	0·3	0·3 — 0·25	0,25
	$p_1 = 6$	0·33	0·33 — 0·3	0·3	0·25	(0·3)	(0·3 — 0·25)	0·25	0·2

Anmerkung. Bei den eingeklammerten Füllungsgraden ist die Condensation kaum rentabel, es müßten denn die Maschinen sehr billig und das Brennmaterial sehr theuer sein.

Tab. II.

N	M	ns = 30c	S_2	N	M	ns = 30c	S_2
1	0·348	30	0·0175	42	11·002	44	0·0750
2	0·684	30	0·0230	44	11·466	45	0·0763
3	1·009	31	0·0273	46	11·927	45	0·0776
4	1·326	31	0·0309	48	12·387	46	0·0789
5	1·636	32	0·0341	50	12·846	46	0·0801
6	1·937	32	0·0363	52	13·304	46	0·0813
7	2·232	33	0·0384	54	13·762	47	0·0825
8	2·522	33	0·0404	56	14·216	47	0·0835
9	2·808	34	0·0452	58	14·668	48	0·0848
10	3·088	35	0·0439	60	15·120	48	0·0858
12	3·637	36	0·0471	65	16·25	49	0·0885
14	4·174	37	0·0501	70	17·38	49	0·0911
15	4·436	37·5	0·0515	75	18·50	50	0·0936
16	4·697	38	0·0529	80	19·62	50	0·0960
18	5·215	39	0·0554	85	20·81	51	0·0984
20	5·723	40	0·0579	90	21·99	51	0·1006
22	6·220	40	0·0598	95	23·17	52	0·1029
24	6·716	41	0·0616	100	24·34	52	0·1050
25	6·962	41	0·0625	110	26·69	53	0·1091
26	7·207	41	0·0633	120	29·02	53	0·1131
28	7·693	42	0·0649	130	31·35	54	0·1169
30	8·179	42	0·0661	140	33·66	54	0·1205
32	8·652	42	0·0681	150	35·97	55	0·1241
34	9·125	43	0·0695	160	38·27	55	0·1275
35	9·361	43	0·0703	170	40·57	56	0·1308
36	9·597	43	0·0710	180	42·85	56	0·1341
38	10·068	44	0·0723	190	45·13	57	0·1371
40	10·538	44	0·0737	200	47·41	57	0·1402

N. B. Für $N > 200$ ist $M = 0{\cdot}237\, N$ und $S_2 = 0{\cdot}0085 \sqrt{N} + 0{\cdot}02$ zu nehmen.

Tab. III. Werthe von R für Maschinen ohne Condensation.

Ons = R M.

	Füllung s_1/s =	0·912	0·7	0·5	0·33	0·25	0·2
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 3$	0·5634	0·6177	0·7669	1·1274	1·6367	2·3866
	$p_1 = 3·5$	0·4420	0·4807	0·5838	0·8153	1·1056	1·4695
	$p_1 = 4$	0·3636	0·3934	0·4735	0·6386	0·8348	1·0616
	$p_1 = 5$	0·2685	0·2886	0·3401	0·4454	0·5602	0·6826
	$p_1 = 6$	0·2128	0·2279	0·2661	0·3420	0·4216	0·5030

Tab. III¹. Werthe von R für Maschinen mit Condensation.

Ons = R M.

	Füllung s_1/s =	0·5	0·33	0·25	0·2	0·15	0·1
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 2$	0·7800	0·9960	1·2195	1·4451	1·8315	2·6178
	$p_1 = 2\,^1/_2$	0·5914	0·7443	0·8981	1·0488	1·2970	1·7668
	$p_1 = 3$	0·4762	0·5942	0·7107	0·8231	1·0040	1·3333
	$p_1 = 4$	0·3427	0·4234	0·5015	0·5754	0·6917	0·8945
	$p_1 = 5$	0·2676	0·3289	0·3874	0·4423	0·5275	0·6730

Tab. IV. Werthe von Q für Maschinen ohne Condensation.

$S_1 = Q\,M.$

	Füllung s_1/s =	0·912	0·7	0·5	0·33	0·25	0·2
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 3$	0·02820	0·02376	0·02112	0·02078	0·02272	0·02663
	$p_1 = 3·5$	0·02576	0·02156	0·01882	0·01771	0·01820	0·01955
	$p_1 = 4$	0·02414	0·02015	0·01747	0·01593	0·01587	0·01637
	$p_1 = 5$	0·02213	0·01839	0·01567	0·01397	0·01346	0·01339
	$p_1 = 6$	0·02090	0·01733	0·01467	0·01289	0·01222	0·01195

Tab. IV¹. Werthe von Q für Maschinen mit Condensation.

$S_1 = Q\,M.$

	Füllung s_1/s =	0·5	0·33	0·25	0·2	0·15	0·3
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 2$	0·01565	0·01377	0·01309	0·01281	0·01280	0·01343
	$p_1 = 2·5$	0·01470	0·01278	0·01198	0·01159	0·01134	0·01139
	$p_1 = 3$	0·01408	0·01216	0·01132	0·01086	0·01050	0·01031
	$p_1 = 4$	0·01333	0·01142	0·01054	0·01003	0·00958	0·00919
	$p_1 = 5$	0·01286	0·01097	0·01008	0·00955	0·00907	0·00860

Tab. V. Werthe von G für Maschinen ohne Condensation.

$S_2 = G\,D.$

	Füllung s_1/s =	0·912	0·7	0·5	0·33	0·25	0·2
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 3$	0·1770	0·1692	0·1525	0·1268	0·1065	0·0887
	$p_1 = 3.5$	0·1992	0·1913	0·1739	0·1480	0·1280	0·1120
	$p_1 = 4$	0.2192	0·2109	0·1931	0·1665	0·1463	0·1305
	$p_1 = 5$	0·2545	0 2436	0·2265	0·1984	0·1775	0·1612
	$p_1 = 6$	0·2856	0·2760	0·2556	0·2259	0·2039	0·1870

Tab. V¹. Werthe von G für Maschinen mit Condensation.

$S_2 = G\,D.$

	Füllung s_1/s =	0·5	0·33	0·25	0·2	0·15	0·1
Absolute Admissionsspannung	$p_1 = 2$	0·1571	0·1410	0·1293	0·1205	0·1096	0·0959
	$p_1 = 2\frac{1}{2}$	0·1779	0·1603	0·1475	0·1379	0·1260	0·1111
	$p_1 = 3$	0·1966	0·1775	0·1637	0·1533	0·1405	0·1246
	$p_1 = 4$	0·2297	0·2078	0·1921	0·1802	0·1657	0·1477
	$p_1 = 5$	0·2584	0·2341	0·2167	0·2036	0·1875	0·1678

A. Bestimmung der Hauptdimensionen für eine zu entwerfende Dampfmaschine.

Man wähle p_1 und entschließe sich für denjenigen Füllungsgrad $\frac{s_1}{s}$, bei welchem der betreffende (normale) Effect N von der Dampfmaschine geleistet werden soll, wobei die Tabelle I als Anhaltspunkt dienen kann. (Für Fördermaschinen, deren Effect nichts weniger als constant ist, wird eine besondere Regel angegeben werden.)

Man suche in Tab. II den zu N gehörigen Werth von M und in Tab. III oder III' den zu p_1 und $\frac{s_1}{s}$ gehörigen Werth von R; sofort ist das Product

$$O n s = R M$$

dann entnehme man aus Tab. II den Werth des Productes ns und berechne

$$O = \frac{R M}{n s};$$

der so bestimmten nutzbaren Kolbenfläche gibt man der Kolbenstange wegen einen Zuschlag, und zwar nehme man die totale Kolbenfläche

$\frac{D^2 \pi}{4} = 1 \cdot 03\ O$, wenn die Kolbenstange beiderseits durchgeht, und

$\frac{D^2 \pi}{4} = 1 \cdot 015\ O$, wenn sie nur einerseits durchgeht (was übrigens nur bei stehenden Maschinen gerechtfertigt ist.)

Hiemit ergibt sich der Kolbendurchmesser D in Mét., dann bestimmt man den Kolbenhub s und die Umgangszahl n aus dem angenommenen Werthe von ns = 30 c, wobei man einen gewissen freien Spielraum, und nur zu sehen hat, daß bei größeren Maschinen s nicht viel von 2 D und bei kleineren Maschinen s nicht viel von 2·5 bis 3 D verschieden ist. Wäre die Umgangszahl n vorgeschrieben, und käme man hiemit auf ein Mißverhältniß zwischen s und D, so hat man in der Annahme von ns = 30 c eine zweckmäßige Aenderung vorzunehmen, und O ꝛc. neuerdings zu rechnen; man entferne sich jedoch nicht zu stark von den in der Tab. II angegebenen normalen Werthen von ns = 30 c.

Anmerkung. Wenn man sich von dem normalen Tabellenwerthe von ns nicht sehr entfernt, erhält man (zur Controlle) an-

nähernd den Kolbendurchmesser D, wenn man den zu N gehörigen Werth von S_2 der Tab. II durch den zu p, und $\frac{s_{,}}{s}$ gehörigen Werth von G der Tab. V oder V′ dividirt; es ist nämlich

$$D \doteq \frac{S_2}{G}.$$

B. Bestimmung des Nutzeffektes einer Dampfmaschine von gegebenen Dimensionen, von gegebener Füllung und Spannung.

Hier sind die Größen O, n, s, p, und $\frac{s_{,}}{s}$ als gegeben zu betrachten (p, wird meist bloß geschätzt).

Man berechne das Produkt O ns und suche in Tab. III oder III′ den zu p, und $\frac{s_{,}}{s}$ gehörigen Werth von R, berechne $\frac{Ons}{R}$ und suche die sich ergebende Zahl in der Spalte M der Tab. II, so gibt der nebenan stehende Werth von N den Effekt der Maschine in Pferdestärken an.

C. Bestimmung des Füllungsgrades einer Dampfmaschine von gegebenen Dimensionen und gegebener Spannung p, zur Erzielung eines bestimmten Nutzeffectes N bei einer bestimmten Umgangszahl n.

Man ermittle das Produkt O ns und suche in Tab. II den zu N gehörigen Werth von M, berechne $\frac{O\,ns}{M}$ und suche die sich ergebende Zahl in der Tab. III oder III′ und zwar in der horizontalen Reihe des betreffenden Werthes von p, so findet man obenan den gesuchten Füllungsgrad $\frac{s_{,}}{s}$. Für in der Tabelle nicht vertretene Werthe interpolire man.

D. Bestimmung des Dampfverbrauches einer Dampfmaschine.

Der Dampfverbrauch oder die Speisewassermenge wird per Sek. in Kilo gerechnet, und besteht aus dem nutzbaren Dampfver-

brauche S_1 nebst dem Dampfverluste S_2. Zur Bestimmung von S_1 nehme man aus Tab. II den zu N gehörigen Werth von M und aus Tab. IV oder IV' den zu p, und $\frac{s_1}{s}$ gehörigen Werth von Q dann ist

$$S_1 = Q\,M;$$

zur Bestimmung von S_2 nehme man aus Tab. V oder V' den zu p, und $\frac{s_1}{s}$ gehörigen Werth von G und hat dann mittelst bekannten in Met. ausgedrückten Kolbendurchmessers

$$S_2 = G\,D;$$

(Annähernd findet man den Dampfverlust S_2 in Tab. II bei dem betreffenden Effecte N der Maschine angegeben.)

Dann ist der Gesammtdampfverbrauch pr. 1 Sek. in Kilo

$$S = S_1 + S_2.$$

Diese Größe bildet die Grundlage zur Bestimmung der Kessel-Dimensionen und Heizungen.

Die Einspritzwassermenge bei Condensationsmaschinen in Kilo pr. Sek. $J = 24\,S - 0{\cdot}01\,N$.

Die Bestimmung des Dampfverbrauches erleidet für Fördermaschinen eine wesentliche Modification.

Numerisches Beispiel.

Zum Betriebe irgend einer Werkstätte soll eine Condensations-Dampfmaschine berechnet werden, welche normal eine Leistung von 20 Pferdestärken entwickeln soll. Zeitweilig soll dieselbe bloß auf 14 Pferdestärken beansprucht sein. Die gestattete Kesselspannung soll 3 Atmosphären Uiberdruck betragen.

Die Umgangszahl der Maschine ist zwischen 40 und 60 willkürlich, weil da nach die Transmission erst eingerichtet wird. Es handelt sich zunächst um die Dimensionen der Maschine.

Nach Anleitung A ist die absolute Admissionsspannung p_1 etwa $= \frac{3}{4}\,(p + 1) = 3$ Atmosphären anzunehmen, wobei wir bleiben.

Die Normalleistung der Maschine $N = 20$ soll bei dem Füllungsgrade $\frac{s_1}{s} = 0{\cdot}33$ also bei 3facher Expansion bezweckt werden (siehe Tab. I).

Sofort hat man aus Tab. II zu $N \doteq 20$ gehörig: $M = 5{\cdot}723$ und aus Tab. III' zu $p_{,} = 3$ und $\frac{s_{,}}{s} = 0{\cdot}33\cdot$ gehörig: $R = 0{\cdot}5942$ somit $O ns = R\,M = 3{\cdot}400$. Nun nehmen wir nach Tab. II $ns = 40$.

Hiemit folgt die nutzbare Kolbenfläche

$$O = \frac{3{\cdot}400}{40} = 0.0850 \ \square \text{ Met.}$$

Die Kolbenstange soll beiderseits durch die Cylinderdeckel gehen, daher ist die totale Kolbenfläche

$$\frac{D^2 \pi}{4} = 1{\cdot}03\, O = 0{\cdot}08755 \ \square \text{ Met.};$$

hieraus folgt:

$$D = 0{\cdot}334 \text{ Met. } (= 12{\cdot}7 \text{ W. Zoll}).$$

Für eine Umgangszahl $n = 50$
erhalten wir wegen $ns = 40$
den Kolbenhub $s = \frac{4}{5}\frac{0}{0} = 0{\cdot}800$ Met.
($= 30{\cdot}37$ W. Zoll;) wobei wir bleiben wollen.

Hiemit wäre zur Uibersicht
$p_{,} = 3$ Atmosphären
$D = 0\,334$ Met.
$s = 0.80$ Met.
$n = 50$
$N = 20$ Pfd.
$\frac{s_{,}}{s} = 0{\cdot}33.$

Es frägt sich nun, bei welcher Füllung diese Maschine die kleinere Leistung von $N = 14$ Pferdestärken effectuiren wird?

Nach Anleitung C ist zunächst

$$O\,ns \doteq 3{\cdot}400;$$

zu $N = 14$ gehört in Tab. II der Werth $M = 4{\cdot}174$; hiemit ist

$$\frac{O\,ns}{M} = 0{\cdot}815.$$

Diese Zahl ist in der Horizontalzeile $p_{,} = 3$ der Tab. III' zu suchen; sie ist am nächsten der dortigen Zahl 0·8231, über welcher man den beiläufigen Werth des fraglichen Füllungsgrades $\frac{S_1}{S} = 0{\cdot}2$

findet. Die Maschine hätte also bei der geringeren Beanspruchung auf $N = 14$ Pferde beiläufig mit 5facher Expansion zu arbeiten; es wäre daher zur Uibersicht in diesem 2. Falle:

$$p_1 = 3$$
$$n = 50$$
$$N = 14$$
$$\frac{S_1}{S} = 0\cdot 2.$$

Wir wollen auch den Dampfverbrauch für beide Fälle bestimmen. Zunächst ist für $N = 20$ aus Tab. II $M = 5\cdot 723$; für $p_1 = 3$ und $\frac{S_1}{S} = 0\cdot 33$ aus Tab. IV[1] $Q = 0\cdot 01216$, mithin der nutzbare Dampfverbrauch $S_1 = QM. = 0\cdot 0695$ Kilo; ferner hat man für $p_1 = 3$ und $\frac{s_1}{s} = 0\cdot 33$ aus Tab. V[1]: $G = 0\cdot 1775$ mithin der Dampfverlust $S_2 = GD = 0\cdot 0593$; der Gesammtdampfverbrauch $S = S_1 + S_2 = 0\cdot 1288$ Kilo per 1 Sek.

Im 2ten Falle hat man für $N = 14$ aus Tab. II: $M = 4\cdot 174$ und für $p_1 = 3$ und $\frac{s_1}{s} = 0\cdot 2$ aus Tab. IV[1]: $Q = 0\cdot 01086$ mithin $S_1 = QM = 0\cdot 0452$, ferner für $p_1 = 3$ und $\frac{s_1}{s} = 0\cdot 2$ aus Tab. V[1]: $G = 0\cdot 1533$, mithin $S_2 = GD = 0\cdot 0512$, somit $S = S_1 + S_2 = 0\cdot 0964$.

Berechnung der Schachtförderungs-Dampfmaschinen insbesondere.

Es bezeichne:

Q die Ladung in Kilo (resp. in Wiener Pfd.),

T die Schachttiefe in Met. (resp. in Wiener Klafter),

q das Seilgewicht pro laufenden Met. in Kilo (resp. pr. Current-Klafter in Pfund); demnach $S = Tq$ das ganze Seilgewicht in Kilo (resp. in Pfd.)

v die mittlere Fördergeschwindigkeit in Met. (resp. in Fuß).

Man bestimme zunächst den mittleren Effect in Pferdestärken:

$$N = 1\cdot 25 \frac{Q\ v}{75}$$

$$\left(\text{resp. } N = 1\cdot 25 \frac{Q\ v}{424}\right)$$

dann denjenigen Effect, welcher zur Erzielung der gleichen Geschwindigkeit v beim Anhube erforderlich wäre.

$$N_m = 1{\cdot}25 \cdot \frac{(Q+S)\,v}{75}$$

$$\text{resp. } N_m = 1{\cdot}25 \; \frac{(Q+S)\,v}{424}$$

(wobei angenommen ist, daß 0·2 des Effectes N oder N_m, welcher von der Betriebsmaschinenwelle abgegeben wird, verloren geht.)

Nun berechne man, wenn man ein eigenes Expansionsexcenter nach vorangegangener Angabe anbringen will, mittelst der vorausgeschickten Tafeln eine Dampfmaschine, welche den mittleren Effect N bei etwa 2- bis 3-facher Expansion, also bei einem Füllungsgrade $\frac{s_1}{s} = 0{\cdot}5$ bis $0{\cdot}33{\cdot}$ (bezüglich bei seichten und tiefen Schächten) leistet; dann ermittle man denjenigen Effect Nv, welchen diese Maschine bei voller Füllung hervorbringen würde.

Ist nun $Nv > N_m$ (bei seichten Schächten) oder doch wenigstens $Nv > \frac{3}{4} N_m$ (bei tiefen Schächten), so kann man bei der berechneten Maschine bleiben; ist aber $Nv < \frac{3}{4} N_m$ (bei sehr tiefen Schächten), so wäre die Maschine zu schwach.

In diesem Falle berechne man eine Maschine, welche wenigstens einen Effect $= \frac{3}{4} N_m$ als Volldruckmaschine entwickelt. Diese Maschine wird dann den Anhub (wenigstens) mit $^3/_4$ der mittleren Förderungsgeschwindigkeit effectuiren. Will man aber kein besonderes Expansionsexcenter anbringen, sondern sich mit der bloßen Coulisse begnügen, so berechne man zunächst eine Maschine, welche den obigen mittleren Effect N bei dem Füllungsgrade $\frac{s_1}{s} = 0{\cdot}7$ gibt, und verfahre übrigens nach dem Vorhergehenden.

Näher wird dieß durch die folgenden Beispiele erläutert.

1. Beispiel:

Für eine Schachtförderung, die durch eine Dampfmaschine bethätigt werden soll, sei

die Ladung $Q = 1000$ Kilo (nahe 18 W. Zentner).

die Schachttiefe $T = 120$ Met. ($63^1/_4$ W. Klafter,

Seilgewicht $q = 1\cdot33$ Kilo pro lauf Met.: (4·5 Pfd. pr. Klftr.) mithin das ganze Seilgewicht $S = q\ T = 160$ Kilo (285 Pfd.) die mittlere Förderungsgeschwindigkeit $v = 3$ Met. $= (9\cdot5$ W. Fuß).

Diese Förderung soll durch eine Dampfmaschine von $p_1 = 4$ Atmosphären absoluter Admissionsspannung bethätigt werden.

Es ist zuvörderst der mittlere Effect

$$N = 1\cdot25 \cdot \frac{1000 \cdot 3}{75} = 50 \text{ Pferde,}$$

und der Maximaleffect

$$N_m = 1\cdot25 \frac{1160 \cdot 3}{75} = 58 \text{ Pferde.}$$

Eine Dampfmaschine von

$$N = 50, p_1 = 4, \frac{s_1}{s} = 0\cdot5 \text{ und } n\,s = 46$$

erhält einen Durchmesser $D = 0\cdot42$ Met. (15¾ Zoll) und macht bei einem Kolbenhube $s = 1$ Met. (38 Zoll) eine Anzahl $n = 46$ Umgänge in der Minute; dieselbe leistet als Volldruckmaschine 67 Pferdestärken, was mehr als genügend ist.

Für diese Maschine wäre die Einrichtung einer variablen Expansion mit fixem Expansionsexcenter vorzüglich, weil eine solche bei Füllungsgraden zwischen 0·7 und 0·35· — wie sie hier zur Anwendung kämen, sehr gute Dienste leistet. Wollte man aber die Maschine mit der üblichen Coulisse ohne eine besondere Expansionsvorrichtung versehen, so erhielte sie nach Obigem für $N = 50$; $p_1 = 4$; $\frac{s_1}{s} = 0\cdot7$ und $n\,s = 46$ einen Durchmesser $D = 0\cdot38$ Met. (14½ Zoll) und würde bei einem Hube $s = 0\cdot9$ Met. (34 Zoll) eine Umgangszahl $n = 51$ haben. Dieselbe möchte mit Volldruck arbeitend, 55 Pferdestärken, also nicht viel weniger als obige $N_m = 58$ Pferd. effektuiren, und mithin den Anhub mit einer Fördergeschwindigkeit $v' = 3\,\frac{55}{58} = 2\cdot84$ Met. zu Stande bringen.

2. Beispiel.

Ladung $Q = 1000$ Kilo (nahe 18 Zentner)
Schachttiefe $T = 400$ Met. (210 Klafter)
Seilgewicht $q = 1\cdot4$ Kilo pro lauf. Met.
(4¾ Pfd. pr. Klafter),

mithin das gesammte Seilgewicht

$$S = q\ T = 560 \text{ Kilo (10 Ctr.)}$$

Mittlere Fördergeschwindigkeit

$$v = 3 \text{ Met. } (9\tfrac{1}{2} \text{ Fuß}).$$

Mittlerer Effect

$$N = 50 \text{ Pfd.}$$

$$N_m = 1{\cdot}25 \frac{1560 \,.\, 3}{75} = 78 \text{ Pfd.}$$

Eine Dampfmaschine von

$$N = 50,\ p_1 = 4,\ \frac{s_1}{s} = 0{\cdot}4$$

(zwischen 0·5 und 0·33) $n\,s = 46$ erhält einen Durchmesser

$$D = 0{\cdot}45 \text{ Met. (17·1 Zoll)}$$

und macht bei einem Kolbenhube $s = 1$ Met. eine Hubzahl $n = 46$. Ihre Leistung als Volldruckmaschine ist $N_v = 80$ Pferde, welche noch immer größer ist als

$$N_m = 78 \text{ Pfd.}$$

Die Maschine wird demnach gute Dienste leisten, vorausgesetzt, daß man sie mit variabler Expansion arbeiten läßt, wobei sie mit dem losen Expansionsexcenter entweder neben zwei oder aber neben einem einzigen Vertheilungsexcenter versehen werden müßte, um, wie es erforderlich wäre, mit allen möglichen Füllungsgraden arbeiten zu können. Wollte man kein Expansionsexcenter anbringen, so wären die eben ermittelten Dimensionen zu groß, weil hiebei die Maschine fast nur beim Anhube mit Volldruck, im Uibrigen aber mit Expansionsgraden thätig sein würde, bei welchen die Coulisse ungünstig arbeitet. Für diesen Fall berechnen wir eine Maschine, welche den obigen mittleren Effekt $N = 50$ bei $p_1 = 4$, $\frac{S_1}{S} = 0{\cdot}7$, und $n\,s = 46$ leistet; dieselbe erhält einen Durchmesser

$$D = 0{\cdot}38 \text{ Met. (14·5 Zoll)}$$

und macht bei einem Hube $s = 0{\cdot}9$ Met. eine Umgangszahl $n = 51$; sie gibt ferner als Volldruckmaschine einen Effect

$$N = 55 \text{ Pferde,}$$

welcher kleiner ist als

$$\tfrac{3}{4}\ N_m = 58{\cdot}5 \text{ Pferde,}$$

die Maschine wäre also zu schwach; wir müssen sie demnach neuerdings und zwar so berechnen, daß sie als Volldruckmaschine mindestens $\tfrac{3}{4}$ N $= 58{\cdot}5$ Pfd. leistet, wofür wir 60 Pfd. nehmen

wollen. Eine Maschine von $N_v = 60$, $p_1 = 4$, $\frac{s'}{s} = 0{\cdot}912$ (Volldruck) $n\,s = 46$ (der Normalleistung $N = 50$ entsprechend) erhält einen Durchmesser $D = 0{\cdot}396$ Met. (15 Zoll) (abgerundet 0·4 Met.)

Gibt man ihr einen Kolbenhub $s = 0{\cdot}9$ Met., so ginge sie beim Anheben der Last in der Minute $n = 51$mal um, wenn $N_m = 60$ Pfd. wäre; da aber $N_m = 78$ Pfd. ist, so wird die Umgangszahl beim Anhube bloß $51\frac{60}{78} = 39{\cdot}2$ sein. Diese Maschine wird daher den Anhub mit einer Fördergeschwindigkeit $v' = 3\frac{60}{78} = 2{\cdot}31$ Met. effectuiren.

In demselben Grade, als die Geschwindigkeit in der ersten Hälfte des Tonnenhubes hinter der mittleren Fördergeschwindigkeit $v = 3$ Met. zurückbleibt, muß natürlich dieselbe in der zweiten Hälfte des Tonnenhubes wieder gesteigert werden. Selbstverständlich ist die Transmission für die normale Umgangszahl $n = 51$ der Maschinenwelle einzurichten.

3. Beispiel.

Ladung $Q = 1000$ Kilo (nahe 18 Centner)
Schachttiefe $T = 750$ Met. (395 Klafter)
Seilgewicht $q = 1{\cdot}477$ Kilo pro lauf. Met. (5 ℔. pro Klafter), mithin abgerundet
$S = 1100$ Kilo ($19^1/_2$ Centner)
Mittlere Fördergeschwindigkeit $v = 3$ Met. ($9^1/_2$ Fuß);
sofort ist wieder $N \doteq 50$ Pfd.

$$\text{und } N_m \doteq 1{\cdot}25 \frac{2100.3}{75} = 105 \text{ Pfd.}$$

Eine Dampfmaschine von

$$N = 50;\ p_1 = 4;\ \frac{s'}{s} = 0{\cdot}33 \text{ und } ns = 46$$

erhält einen Durchmesser $D = 0{\cdot}48$ Met. ($18^1/_4$ Zoll) und macht bei einem Hube $s = 1$ Met. (38 Zoll) in der Minute 46 Umgänge. Mit dem vollen Drucke arbeitend, gibt diese Maschine bei ungeänderter Geschwindigkeit $N_v = 94$ Pfd. Da nun zum Anhube mit der obigen Geschwindigkeit $v = 3$ Met. ein Effect $N_m = 105$ Pfd. nöthig wäre, so würde die Maschine den Anhub mit einer

örderungsgeschwindigkeit $v^1 = 3\frac{94}{105} = 2{\cdot}7$ Met. effectuiren, elche hinter der mittleren $v = 3$ Met. wenig zurückbleibt.

Die variable Expansion würde bei dieser Maschine vollständig sgenützt werden.

Wollte man diese Förderungsmaschine bloß mit der Coulisse — hne ein eigenes Expansionsexcenter versehen, so wären die eben rechneten Dimensionen aus dem im 2. Beispiele angeführten runde zu groß. Nach obiger Regel wäre dießfalls die Berechnung r Maschine folgends durchzuführen: Da eine Maschine von

$$N = 50;\ p_1 = 4;\ \frac{s_1}{s} = 0{\cdot}7 \text{ und } ns = 46$$

nen Durchmesser $D = 0{\cdot}38$ Met. erhalten und mit dem vollen ruckе arbeitend bei ungeänderter Geschwindigkeit bloß 55 Pferde-ärken leisten würde, welche Leistung bedeutend kleiner ist als $N_m = 80$ Pfd., so muß man die Maschine so berechnen, daß sie ls Volldruckmaschine bei ungeänderter Geschwindigkeit doch wenig-ens diese 80 Pferdestärken effectuirt. Es ergibt sich nun für

$$N = 80;\ p = 4,\ \frac{s_1}{s} = 0{\cdot}912 \text{ (Volldruck)}$$

nd $ns = 46$ (der Normalleistung von 50 Pfd. entsprechend) ein olben-Durchmesser $D = 0{\cdot}45$ Met. (17 Zoll). Gibt man der Maschine inen Hub $s = 1$ Met., so würde sie beim Anhube 46 Umgänge i der Minute machen, wenn $N_m = 80$ Pfd. wäre; da nun $N_m = 105$ Pfd. bestimmt wurde, so wird die Umgangszahl $n' = 46\frac{80}{105} = 35$ und die Fördergeschwindigkeit beim Anhube loß $v' = 3\frac{80}{105} = 2{\cdot}29$ Met. betragen können. Diese Verzöge-ung wird in der zweiten Hälfte des Tonnenhubes wieder einge-racht werden müssen.

Die Resultate der drei Beispiele sollen hier zur Uibersicht zu-ammengestellt werden.

Es ist mit Beibehaltung der früheren Bezeichnungen für alle rei Fälle I, II und III gemeinschaftlich:

$Q = 1000$ Kilo; $v = 3$ Met.; $N = 50$ Pfd. $ns = 46$, $p_1 = 4$ Atmosphären.

Beispiel	T	N_m	Mit Expansions-Excenter				Ohne Expansions-Excenter		
			°/₀	D	N_v	v'	D	N_v	v'
1	120	58	0·5	0·42	67	3	0·38	55	2·84
2	400	78	0·4	0·45	80	3	0·40	60	2·31
3	750	105	0·33	0·48	94	2·7	0·45	80	2·29

Man sieht, daß die angegebene äußerst einfache Berechnungsweise der Fördermaschinen zu ganz rationellen Ergebnissen führt, und daher mit Umgehung aller Weitläufigkeit und Oberflächlichkeit jedesmal mit Vortheil angewendet werden kann. Selbstverständlich gestalten sich die Dimensionen der Expansionsmaschinen etwas größer, als jene der Maschinen mit dem bloßen Vertheilungsschieber; die dießbezüglichen Mehrkosten der Anlage werden aber sehr bald durch die hiebei erzielte Brennstoffersparniß mehr als gedeckt.

Uiber die Berechnung der rotirenden Wasserhaltungsdampfmaschinen, welche übrigens einer besonderen Abhandlung namentlich auch mit Rücksicht auf die zugehörige Schwungradberechnung werth wären, soll hier noch zum Schlusse einiges zu dem Behandelten Gehörige gesagt werden. Soll eine Dampfmaschine für Wasserhebung allein eingerichtet werden, so kann ihre Berechnung nach der vorangeschickten allgemeinen Anleitung durchgeführt werden; man hat hiebei nur zu beobachten, daß die Uibersetzung von der Betriebsmaschine zu den Arbeitsmaschinen (den Pumpen) nicht zu stark wird, namentlich wenn man mit einem einzigen Räderpaare auskommen will. Man gibt dießfalls der Dampfmaschine eine kleinere als die normale Kolbengeschwindigkeit, und nimmt daher entsprechend kleinere Werthe von $ns = 30\,c$ in Rechnung, als jene, die man in Tab. II findet. Damit die Wasserkurbelwelle sammt Zugehör nicht zu kolossale Dimensionen erhalten müsse, ist der Hub der von rotirenden Maschinen bethätigten Pumpen kleiner zu nehmen, als es aus sonstigen Rücksichten wünschenswerth wäre. Der Hub von 2 Met. dürfte selten, jener von 2·5 Met. fast nie mit Vortheil zu überschreiten sein.

Aehnliches hat man aber namentlich auch dann zu beachten, wenn eine Fördermaschine zugleich auch für Wasserhebung eingerichtet werden soll, welche übrigens dann unter allen Umständen mit der Förderung abwechselnd zu betreiben sein wird.

Aus den bereits erläuterten Gründen sollte eine jede Fördermaschine, die zugleich Wasserhebmaschine ist, mit der Vorrichtung für variable Expansion in oben angegebener Weise versehen werden. Die hiedurch erzielte Dampf- respective Brennmaterial-Ersparniß sowohl beim Fördern als auch hauptsächlich beim Wasserheben wird das übrigens nicht sehr bedeutende Plus der Anschaffungskosten vielfach einbringen.

Es soll beispielsweise die in dem vorangehenden 2ten Beispiele berechnete Fördermaschine zugleich als Wasserhebmaschine berechnet werden.

Dieselbe hat bei einer absoluten Admissionsspannung $p_{,} = 4$ Atmosph. einen Durchmesser $D = 0{\cdot}45$ Met. einen Hub $s = 1$ Met. und leistet bei einem Füllungsgrade $\frac{s_{,}}{s} = 0{\cdot}4$ und bei einer Umgangszahl $n = 46$ einen Effect $N = 50$ Pfd. Dieselbe macht bei einem jeden Tonnenhube alle möglichen Füllungsgrade durch, so daß hiebei die Einrichtung für variable Expansion vollkommen ausgenützt wird.

Hiebei ist $ns = 30c = 46$ in Rechnung genommen worden, so daß die mittlere Kolbengeschwindigkeit $c = 1{\cdot}53$ Meter beträgt.

Die Wasserhebung soll einen Effect von $N = 25$ Pferdestärken beanspruchen, wobei die Wasserkurbel 9 Touren in der Minute machen soll. Um mit einer einzigen plausiblen Räderübersetzung, etwa im Verhältnisse 1 : 4 von der Maschinenwelle zu der Wasserkurbelwelle auszukommen, müßte die Dampfmaschine in der Minute bloß 36 Umgänge machen, wonach das Produkt $ns = 36 \times 1 =$ 36 Met., also auch $30\,c = ns = 36$ Met., somit die mittlere Kolbengeschwindigkeit $c = 1{\cdot}2$ Met. wäre; diese Geschwindigkeit ist allerdings gut zulässig und es frägt sich nun, mit welchem Füllungsgrade diese Maschine bei der Wasserhebung arbeiten würde?

Wir haben zuförderst zur Bestimmung der nutzbaren Kolbenfläche O: den Durchmesser $D = 0{\cdot}45$ Met., mithin $\frac{D^2 \pi}{4} = 0{\cdot}1590$.

Hievon der Querschnitt der Kolbenstange = 0.0047 ab, hat man

$$O = 0 \cdot 1543$$

und da ns = 36 so ist weiter

$$O\,n\,s = 5 \cdot 555.$$

Gemäß vorausgegangener Anleitung C hat man zu N = 25 gehörig M = 6·962, mithin

$$\frac{O\,n\,s}{M} = 0 \cdot 798.$$

Sucht man diese Zahl in der horizontalen Reihe $p_1 = 4$ der Tab. III so findet man sie zwischen jenen beiden Zahlen enthalten, welche den oben angesetzten Füllungsgraden 0·33 und 0·25 entsprechen. Die Maschine wird demnach bei der Wasserhebung etwa mit $3^1/_2$facher Expansion thätig sein.

Es ist einleuchtend, wie ungünstig hiebei die bloße Coulisse arbeiten würde, wie günstig hingegen die vorhin abgehandelte Vorrichtung für variable Expansion.

Nachträgliche Bemerkung.

Die von mir angegebene Vorrichtung für variable Expansion wird bei der neuen Fördermaschine für den k. k. Stephanschacht nächst Příbram das Erstemal und voraussichtlich noch in diesem Jahre zur wirklichen Ausführung und Anwendung kommen. Es wurde für diesen Fall die durch ihre Einfachheit sich empfehlende Anordnung eines einzigen Vertheilungsexcenters neben dem losen Expansionsexcenter — auf deren Anwendung in dem vorliegenden Aufsatze vorzugsweise hingearbeitet wurde — gewählt und die Construction dieser Steuerung ganz nach den vorstehend angegebenen Regeln durchgeführt. Die Disposition des Steuerungsmechanismus konnte ohne Anstand derart eingerichtet werden, daß der Maschinenführer von seinem Standpunkte den Umsteuerungshebel, den Admissionsschieber und das Kurbelrädchen zum Verstellen der Expansionsschieberlappen gleich bequem, und zwar erforderlichenfalls gleichzeitig je zwei von diesen Dreien handhaben kann. Der Umsteuerungshebel ist nämlich neben dem liegenden Dampfcylinder u. z. in der Mittelebene desselben, der Admissionsschieber unmittelbar über dem Schieber-

kasten und zugleich über dem Cylindermittel, das genannte Kurbelrädchen aber knapp ober dem rückwärtigen Cylinderdeckel angebracht. Die Hauptaufgabe des Maschinenführers, am Ende eines jeden Tonnenhubes den Expansionsschieber durch gänzliches Zusammenziehen seiner beiden Lappen unwirksam zu machen, und hiedurch die Maschine für die Umsteuerung, so wie auch für den nachfolgenden Anhub vorzubereiten, wird bei dieser Anordnung mit der größten Schnelligkeit und Leichtigkeit zu effectuiren sein.

IV.

Aufsätze

aus der

Notizensammlung

des Herrn

Carl von May'rhofer.

Ausgezogen von

Franz Küffel zu Witkowitz.

Herr Hohöfenverwalter Carl von May'rhofer, dem ich die Ehre habe zugetheilt zu sein, hat mir mit bereitwilliger Liberalität die freie Benützung seiner Notizensammlung bewilligt und auf diese Bewilligung gestützt folgen hier mehrere Aufsätze, welche das Interesse der Eisenhüttenmänner erregen dürften.

I.

Ueber die Durchbrüche der Hohöfen zu Witkowitz und Marienthal vom Jahre 1842 bis 1844.

Nachdem sich die wöchentliche Production im Jahre 1842 von 300 bis 400 Centner auf weit über 1000 Ctr. steigerte, ereigneten sich auch mehrere Unglücksfälle, welche jedoch zur Kenntniß der primitiven Roheisenerzeugung eigentlich den Schlüssel gegeben haben. Diese Unglücksfälle waren daher der Wissenschaft nutzbringend und können nur als Glücksfälle betrachtet werden.

Der erste Kokshohofen in Oesterreich wurde in den Jahren 1838 und 1839 von englischen Arbeitern, welche Professor Riepel in England engagirte, gebaut und nur auf eine geringe Erzeugung

eingerichtet. Der Kohlensack hatte 11 Fuß Durchmesser und der Kernschacht bestand aus 15-zölligen Ziegeln, welcher vom 2 Fuß diecken Rauhgemäuer durch eine 2 Zoll starke Füllung getrennt war. Als man aber beim Weißschmelzen 1000 bis 1200 Ctr. per Woche zu erzeugen anfing, was zu jener Zeit eine sehr große Production genannt wurde, schmolz in dem engen Ofen von der Brustseite die Rast gänzlich durch und das Feuer fiel sammt dem zum Schmelzen vorbereiteten Materiale in das Arbeitsgewölbe herab. Nachdem das durchgerissene Loch mit Massaballen und untergesteckten Roheisengainzen reparirt war, wurden die Stufen aus den Koks und der Lösche herausgesucht und folgende äußere Merkmale an ihnen wahrgenommen, nämlich:

Der größte Theil dieser Stufen war von außen und an der Bruchfläche beinahe schwarz und glanzlos; sie waren mit dem Hammer viel leichter zerreiblich, als alle in der noch nicht aufgegebenen Beschickung befindlichen Erze, sie waren durch die ganze Masse mit äußerst feinzertheilter Kohle imprägnirt, welche ihnen und ihrem Pulver die fast schwarze Farbe verlieh. Manche Stufen waren ganz unverletzt, andere an Ecken und Kanten wie angefressen. Das specifische Gewicht war bedeutend leichter als das der angewandten Erze. Ein sehr kleiner Theil der erhaltenen Stufen, welche wahrscheinlich durch ein zufälliges Vorrollen früher, als die anderen ankamen und dann wieder in dem kühleren Kohlensack sitzen blieben, waren in der Vorbereitung weniger weit vorgeschritten, sie zeigten sich nach dem Abblasen von außen mehr rothbraun und nur theilweise von der Kohle so stark imprägnirt, daß fast ganz schwarze Flecken zum Vorscheine kamen; an der Bruchfläche zeigten sie einen irisirenden Kern, der nicht ganz in der Mitte lag; sie waren mit dem Hammer weniger leicht zerreiblich, als die besser vorbereiteten Stufen, leichter jedoch als die Erze und gaben kein so schwarzes, sondern mehr dunkelbraunes Pulver. Die Ecken und Kanten waren so zu sagen unverletzt und das specifische Gewicht ebenfalls auffallend leichter als das der Erze.

Nur zwei Stufen wurden gefunden, welche in der Vorbereitung so wenig vorgeschritten waren, daß sie von außen zwar dunkler, als die angewandten Erze, aber doch nicht so wie die früher genannten mit Kohle imprägnirt waren. Die weniger vorbereiteten Stufen zeigten auf der Bruchfläche ganz deutlich, daß die Desoxydation von außen nach innen fortschreitet, so zwar, daß sie von

außen bereits vollendet ist, während der innere Kern noch vollständig aus Eisenoxyd besteht. Der äußere desoxydirte Rand enthält aber kein reines, sondern nur carbonisirtes, also Roheisen, was zur Annahme berechtigt, daß das $Fe_2\ O_3$ seinen Sauerstoff dadurch abgibt, daß durch 1 Atom Kohle, je nach der von der Temperatur abhängigen Carbonisirung 6, 9, 12, 15 oder 18 Atome Sauerstoff vertreten werden, und daß das Eisen nur in Doppelatomen oder in Vielfachen von Doppelatomen mit dem Kohlenstoff Verbindungen eingeht, weßhalb auch das Fe O im Hohofen nicht desoxydirbar und das reine Eisen nicht carbonisirbar ist. Es ist merkwürdig, daß ein sauerstoffhältiges Cementpulver viel wirksamer, als ein sauerstofffreies ist, vielleicht geht auch hier eine Oxydation der Carbonisation voraus?

Die hier beschriebenen Merkmale sind an allen, sowohl an den mehr als an den weniger vorbereiteten Stufen wahrnehmbar, ohne Unterschied ihrer Größe.

Die Analyse zeigte in zwei Stufen folgende Zusammensetzung:

	I.	II.
Eisen . . .	32,66	28,57
Kohle gebunden	1,16	0,74
„ frei . .	0,35	0,46
Kieselsäuere .	43,53	50,94
Thonerde . .	7,00	9,13
Manganoxydul	2,38	0,00
Kalkerde . .	9,62	8,84
Magnesia . .	2,70	0,00
	99,40	98,68

Es scheint, daß Nr. I eine Stufe sphärosideritischer Thoneisenstein und Nr. II Magneteisenstein war, welche geröstet aufgegeben wurden.

Stellt man die Carbonisirung des in den Stufen enthaltenen Roheisens heraus, so erhält man:

Nr. I.	Eisen	32,66	= 96,45
	Kohle	1,16	= 3,55
		33,82	100,00
Nr. II.	Eisen	28,57	= 97,41
	Kohle	0,74	= 2,59
		29,31	100,00

Dieser Carbonisirung zu Folge entspricht Nr. I der Formel $_6$ C; denn es ist:

6 Atom Fe	= 28 × 6	=	168	= 96,49
1 „ C	= . . .	=	6	= 3,51
			174	100,00

und Nr. II. der Formel $Fe_8\,C$; denn es ist

8 Atom Fe	= 28 × 8	=	224	= 97,39
1 „ C	=		6	= 2,61
			230	100,00

i Nr. I sind durch 1 Atom Kohle 9 Atome und in Nr. II 12 ome Sauerstoff vertreten, denn die Fe_6 waren vor der Carbo- sirung $Fe_2\,O_3 + Fe_2\,O_3 + Fe_2\,O_3 = Fe_6\,O_9 = Fe_2\,O_3$ und die $_8$ waren $F_2\,O_3 + F_2O_3 + F_2O_3 + F_2O_3 + = F_8O_{12} = F_2O_3$.

Eine in der Vorbereitung weniger vorgeschrittene Stufe zeigte lgende Zusammensetzung:

	III.
Eisen	41,33
Kohle gebunden	0,33
„ frei	0,16
Kieselsäure	36,00
Thonerde	7,14
Manganoxydul	2,02
Kalkerde	9,02
Magnesia	3.75
	99,75

Die Carbonisirung herausgestellt gibt

Eisen	41,33	= 99,20
Kohle	0,33	= 0,80
	41,66	100,00

is der Formel $Fe_{27}C$ entspricht, denn es ist

27 Atom. Fe	= 28 × 27	= 756	= 99,21
1 „ C	. . . . .	= 6	= 0,79
		762	100,00

Die Carbonisirung entspricht noch keinem Roheisen und ist her noch nicht von Außen bis in die Mitte vollendet.

Die in der Reduction begriffenen Stufen zeigten folgende isammensetzung:

	IV	V
Eisenoxydul . . .	Spur	42,30
Eisenoxyd	48,07	8,51
Kohle frei	Spur	Spur
Kieselsäuere	32,15	30,47
Thonerde	6,38	6,06
Manganoxydul . . .	1,90	1,71
Kalkerde	8,06	7,65
Magnesia	3,35	3,19
	99,81	99,89

IV. war fast unverändert und scheint daher von einem höheren Theil des Ofens vorgerollt zu sein.

V. hatte auf der Bruchfläche eine viel dunklere Farbe und in der Mitte einen fast scharf begränzten röthlichen Eisenoxydkern.

In wenigen Wochen nach diesem Durchbruche wurde auf Gießereiroheisen geblasen und gerade, wie zum Abguß eines großen Stückes vorbereitet war, geschah derselbe Unfall ober der hinteren Form. Die Oeffnung, aus welcher das Feuer herausfiel, war kaum um einen halben Fuß tiefer, als an der Brust, daher sollten genau, so wie früher, theils gänzlich und theils nur unvollständig vorbereitete Stufen zum Vorscheine kommen, was aber nicht der Fall war, da nur gänzlich vorbereitete allein gefunden wurden, was seinen Grund in den zum Grauschmelzen genommenen besser gerösteten und abgewitterten und deshalb leichter reducirbaren Erzen hatte.

Die Stufen hatten dieselben äußeren Kennzeichen wie die früher an der Brustseite vollständig vorbereiteten und zeigten folgende Zusammensetzung:

	VI.	VII.
Eisen	31,56	41,63
Kohle gebunden . .	1,67	2,19
Kohle frei	0,31	0,34
Kieselsäuere	55,29	34,69
Thonerde	3,40	14,26
Manganoxydul . .	3,43	0,00
Kalkerde	1,80	6,83
Magnesia	1,52	0,00
	98,98	99,94

Stellt man die Carbonisirung heraus, so erhält man:

Nr. VI.	Eisen	31,56	=	94,98
	Kohle	1,67	=	5,02
		33,23		100,00
Nr. VII.	Eisen	41,63	=	95,00
	Kohle	2,19	=	5,00
		43,82		100,00

Diese Carbonisirung entspricht dem Spiegeleisen, oder der Formel Fe_4C, weil die procentische Zusammensetzung derselben folgende ist.

4 Atom Fe	= 28 × 4 =	112 =	94,92
1 „ C . . .	=	6 =	5,08
		118	100,00

Der Tümpel hatte bei dem englischen Ofen nur 15 Zoll Stärke und mußte deshalb sehr oft ausgewechselt werden, wo auch bei dieser Arbeit das Feuer blosgelegt wird und man findet deshalb manchmal Stückchen von den Schmelzmaterialien, die, wenn kein Rohgang vorhanden ist, immer angeschmolzen und mit Schlacke umzogen sind. Die Carbonisirung solcher Stufen zeigen folgende Analysen, nämlich:

	VIII.	IX.
Eisen	26,33	24,95
Kohle gebunden . .	1,31	1,33
Kohle frei	0,18	0,13
Kieselsäuere	38,98	38,80
Thonerde	8,37	9,31
Manganoxydul . .	2,86	3,42
Kalkerde	17,23	18,26
Magnesia	3,68	2,97
Schwefel	Spur	Spur
	98,94	99,17

VIII. sind Stufen vom Grauschmelzen,
IX. sind Stufen vom Halbirtschmelzen.

Die Carbonisirung herausgestellt gibt:

Nr. VIII.	Eisen	26,33	=	95,03
	Kohle	1,31	=	4,97
		27,64		100,00

Nr. IX.	Eisen	24,95	= 94,94
	Kohle	1,33	= 5,06
		26,28	100,00

was abermals dem Spiegeleisen oder der Formel Fe_4C entspricht.

Mit Beginn des Jahres 1844 wurde das Eisenwerk Marienthal ein Filialwerk von Witkowitz. Der vorhandene alte Hohofen hatte einen nur 12 Zoll dicken Tümpel, der aus Quarzschiefer hergestellt war und um so öfter erneuert werden mußte, als sich das dazu genommene Materiale sehr leicht abbröckelte. Die beim Auswechseln des Tümpels erhaltenen Stufen waren stark angeschmolzene Erzstücke, welche blos aus Eisenoxyd und freier Kieselsäure zusammengesetzt waren. Diese Stufen zeigten mit sammt der angeschmolzenen Schlacke, welche nicht ganz abgeschlagen werden konnte, bei der Analyse folgende Zusammensetzung:

	X.	XI.
Eisen	36,82	35,20
Eisenoxydul	Spur	Spur
Kohle gebunden . .	0,97	1,82
Kohle frei	0,11	0,12
Kieselsäure	57,09	58,07
Thonerde	1,07	1,43
Kalkerde	2,41	2,40
Phosphor	Spur	Spur
	98,47	99,04

Die Stufen von den übrigen Erzen waren in der Tiefe des Tümpels schon verschmolzen, oder doch so erweicht, daß sie mit der Schlacke von den bereits geschmolzenen Materialien eine teigige Masse bildeten und deßhalb nicht mehr ausgeschieden werden können.

X. Stufen vom Weißschmelzen für die Witkowitzer Puddlingsöfen.

XI. Stufen vom Grauschmelzen für die Gießerei.

Die Carbonisirung ist bei

Nr. X.	Eisen	36,82	= 97,43
	Kohle	0,97	= 2,57
		37,79	100,00

Nr. XI.	Eisen	35,20	=	95,08
	Kohle	1,82	=	4,92
		37.02		100,00

Die Carbonisirung von Nr. X entspricht, wie Nr II der Formel Fe_8C und dir von Nr. XI entspricht, wie Nr. VI, VII, VIII und IX dem Spiegeleisen oder der Formel Fe_4C.

Die Stufen Nr. I bis IX sind vom Koks- und Nr. X und XI vom Holzkohlenbetriebe.

An die Analysen I bis XI lassen sich folgende, für die Bildung des Roheisens wichtige Schlüsse ziehen:

1. Aus Nr. IV und V ergibt sich, daß die Desoxydation durch Austausch des Sauerstoffes gegen Kohle successive verlaufend geschieht, ohne daß früher das Eisenoxyd zum Eisenoxydul reducirt, sondern das Eisenoxyd selbst desoxydirt wird, es mag die Stufe groß oder klein sein. Die Desoxydation schreitet von außen nach innen fort und die Carbonisirung folgt ungesäumt nach.

Nachdem dieser Verlauf in der Vorbereitung für die großen und kleinen Stufen gilt, so gilt er auch für die Erzstäubchen, weil diese als sehr kleine Stufen betrachtet werden müssen.

2. In den Stufen findet sich eine nicht unbedeutende Menge freie Kohle im äußerst fein zertheilten Zustande, u. z. in dem dichtesten Theil fast ebenso häufig, wie in den minder dichten, wohin sie nur im flüssigen, also im gasförmigen Zustande gelangen konnte und deshalb als Kohlenoxydgas oder als Kohlengas gewirkt haben muß; da aber die in den Stufen befindliche freie Kohle begreiflicher Weise nicht vom Kohlenoxydgas herrühren kann, so muß das Kohlengas bei der Desoxydation des Eisenoxydes im Hohofen eine wichtige Rolle spielen.

3. Die Stufen Nr. III, IV und V sind offenbar durchgerollt, und waren deshalb der Wärme am wenigsten ausgesetzt. Diesen folgen die in einer höheren Temperatur gestandenen Stufen Nr. I, II und X, und keine dieser 6 Stufen hat die im Hohofen höchste Carbonisirung erreicht, daher hängt die Höhe der Carbonisirung bis zu einem gewissen Punkte derselben, über die hinaus keine höhere Carbonisirung mehr statt finden kann, von der herrschenden Temperatur im Ofen ab.

4. Die Stufen Nro. VI, VII, VIII, IX und XI waren alle einer Temperatur ausgesetzt, bei welcher halbirtes und graues

Roheisen erzeugt wird, welche bekanntlich höher, als die ist, bei der unter gleichen Umständen sonst das Spiegeleisen erzeugt wird, und dennoch stimmen alle die in den genannten Stufen enthaltenen Carbonisirungen mit der Carbonisirung des Spiegeleisens, nämlich mit Fe_4 C, so gut überein, als sie nur innerhalb der unvermeidlichen Beobachtungsfehler übereinstimmen können, daher ist man zu dem Schlusse berechtigt, daß die Carbonisirung, von der Temperatur angefangen, wo sie sich zu bilden beginnt, mit dem Steigen der Temperatur ebenfalls steigt, u. z. bis zur Bildung der Zusammensetzung Fe_4 C, d. i. die des Spiegeleisens, diese Carbonisirung aber selbst bei der höchsten Temperatur des Ofens nicht mehr übersteigen wird, man mag Spiegeleisen, halbirtes oder graues Roheisen erzeugen.

II.

Die Eisencarburete, welche sich bei der priv. Stahlerzeugungsmethode des Baron von Herrzeele bilden.

Im Jahre 1860 führte der Herr Baron von Herrzeele seine priviligirte Methode, durch Anwendung der Wasserdämpfe das Roheisen auf Stahl ohne Eisencalo zu entkohlen, in Witkowitz, u. z. in der Hohofen-Abtheilung durch.

Das Roheisen wird zu diesem Zwecke im Kupolofen umgeschmolzen und in dünne Platten von bestimmten Dimensionen gegossen, welche Procedur auch umgangen werden kann, wenn das Roheisen gleich aus dem Hohofen in Platten von den hiezu nöthigen Dimensionen gegossen wird. Die Platten wurden in einen eigends construirten Ofen, welcher heute noch in der Hohofenabtheilung steht, gebracht, wo sie glühend den Wasserdämpfen ausgesetzt wurden. Die Entkohlung ging mit den Wasserdämpfen ganz gut vor sich und man erhielt immer Fe_{16} C, also dieselbe Verbindung, wie nach dem ersten Entkohlungsstadium des weichen luckigen Roheisens, welches mittelst des Sauerstoffes der atmosphärischen Luft beim einfachen Glühen in Holzkohlenklein oder im Flammfeuer entkohlt wurde. Die Entkohlung mit Wasserdampf schritt regelmäßig von beiden Außenseiten der Platten gegen die Mitte zu und wenn man vor der Vollendung des ersten Stadiums eine Platte zerbrach, so sah man am Bruche scharf begränzt in der Mitte einen weichen grauen Roh-

enstreifen, ohne Unterschied, ob die Platte von weißem oder hal-tem Roheisen erzeugt war.

Setzte man die unvollendete Platte neuerdings ein, dann ver-wand der rohe Streifen, und sie verwandelte sich in Stahl von r Zusammensetzung Fe_{16} C. Diese Verbindung von Eisen mit ohle nämlich Fe_{16} C hat eine stahlgraue Farbe und zeichnet sich r den übrigen Eisencarbureten dadurch aus, daß sie aus Krystallen steht, welche bei den drei Linien dicken Platten mit den Basen t genau in der Mitte zusammen stehen und die Spitzen winkel-ht auf die Außenfläche gerichtet haben. Die Krystalle sind in der ittellinie des Bruches, wo sie mit den Flächen ihrer Basen ein-der zugekehrt sind, immer deutlich erkennbar, sie haben die Seiten-ichen auf die Basis deutlich aufgesetzt, aber diese Flächen sind t nie eine Linie lang, indem die Spitzen in eine körnige Stahl-asse hineinragen und sich darin verlieren.

Wenn man die krystallinischen Stahlplatten auch nicht gerbt, ndern nur überschmiedet, so verliert sich die krystallinische Textur nzlich, denn man bemerkt selbst unter dem Mikroskop nur die gentlich stahlgrauen Körner, deren Gestalt nicht wahrnehmbar ist.

Die Zusammensetzung dieses Stahles von verschiedenen Roh-ensorten zeigen folgende Analysen:

	I.	II.
Eisen . . .	98,3728	97,5600
Kohle . . .	1,3100	1,2987
Silicium . .	0.0342	0,5638
Mangan . .	0,0000	0,0178
Schwefel . .	0,0289	0,1430
Phosphor .	0,1003	0,1987
Kupfer . .	0,0278	0,0000
	99,8740	99,7820

I. Vom krystallinischen ungarischen Holzkohlenroheisen.

Dieser Stahl ist rein genug und muß auch gute Dienste leisten.

II. Vom halbirten Witkowitzer Koksroheisen aus $^1/_2$ Pudd-:g und Schweißofenschlacken und $^1/_2$ Erzen erzeugt.

Der Mangangehalt ist hier blos als eine Zufälligkeit zu be-achten, aber der Siliciumgehalt ist so groß, daß von einem guten Stahle keine Rede sein kann.

Stellt man die Carbonisirung heraus, so erhält man:

Nr. I.	Eisen	98,3728	=	98,6959
	Kohle	1,3100	=	1,3141
		99,6828		100,0000
Nr. II.	Eisen	97,5600	=	98,6864
	Kohle	1,2987	=	1,3136
		98,8587		100,0000

Diese Carbonisirung entspricht der Formel $Fe_{16}C$, denn ihre procentische Zusammensetzung ist:

16 Atom Eisen	= 28 × 16	= 448	=	98,6784
1 „ Kohle		= 6	=	1,3216
		454		100,0000

Der Herr Baron von Herrzeele ließ die Wasserdämpfe meistens zu lange auf das Roheisen einwirken und bekam dann eine tiefere Carbonisirung, welche auf der Bruchfläche nicht krystallinisch, sondern vollständig körnig war. Die stahlgraue Farbe ist bei der körnigen Textur etwas lichter als bei der krystallinischen.

Wenn man die zweite Entkohlung unterbricht, so sieht man am Bruche dieselbe Erscheinung wie früher, nur ist in der Mitte kein graues Roheisen, sondern ein etwas wenig dunklerer Streifen auf den körnigen Stahlseiten zu sehen, welcher verschwindet, wenn man die Wasserdämpfe abermals darauf einwirken läßt.

Folgende Analysen zeigen die Carbonisirung des weicheren Herrzeelischen Stahles aus ungarischem Roheisen.

	I.	II.
Eisen . .	98,7027	98,7345
Kohle . .	0,8652	0,8690
Silicium .	0,0432	0,0381
Schwefel .	0,0350	0,0444
Phosphor .	0,1042	0,0970
Kupfer . .	0,0308	0,0207
	99,7811	99,8037

Die Carbonisirung herausgestellt gibt:

Nr. I.	Eisen	98,7027	=	99,1310
	Kohle	0,8652	=	0,8690
		99,5679		100,0000

Nr. II.	Eisen	98,7345	=	99,1275
	Kohle	0,8690	=	0,8725
		99,6035		100,0000

welche der Formel Fe_{24} Oe entspricht, denn es ist:

24 Atom Eisen	=	29 × 24	=	672	=	99,1150
1 „ Kohle	=		=	6	=	0,8850
				678		100,0000

Die Streifen in den unvollendet entkohlten Platten liefern den Beweis, daß durch die Entkohlung zu Stahl, zuerst ein Roheisen gebildet wird, welches aus dem im nächsten Stadium der Stahlbildung kommenden Eisencarburete und freier Kohle besteht und dieses Carburet nicht früher angegriffen wird, bis die freie Kohle durch die Entkohlung weggeschafft ist. Ist das erste Stadium vorüber, d. h. ist der härteste Stahl, welcher sich mit der eingeschlagenen Methode erzeugen läßt, erreicht, dann wird aus dem Stahle wieder ein Roheisen gebildet mit dem Eisencarburet des zweiten Stadiums und freier Kohle und sobald die freie Kohle wieder weggeschafft ist, entsteht der Stahl des zweiten Stadiums. War der Stahl des ersten Stadiums Fe_{16} C, so ist das Roheisen, welches durch die Einleitung der Entkohlung im zweiten Stadium entsteht: $Fe_{16} C_{3/4} + G_{1/4}$ [1]) und dauert die Einwirkung des Entkohlungsmittel bis zur Beseitigung des $G_{1/4}$ fort, dann bleibt der nächst reichere Stahl Fe_{20} C übrig, und auf diese Weise kann die Entkohlung so oft wiederholt werden, bis die Reaction des Entkohlungsmittels nicht mehr ausreicht, auch die tieferen Eisencarbonisirungen zu trennen.

Das Princip des Herrn **Baron von Herrzeele**, aus Roheisen Stahl zu erzeugen, ohne Eisencalo, steht fast allein da und läßt bei geeignetem Roheisen alle andern Methoden, welche den Stahl nicht, z. B. wie das Bessemern in Massen erzeugen, weit hinter sich, welches geeignete Roheisen aber leider nur selten zu bekommen ist.

---

[1]) G ist das Zeichen für den Graphit im Roheisen und hat die Aequivalentzahl 6, wie das Aequivalent der Kohle C.

III.

Tabelle

über die

scheinbare Geschwindigkeit und Menge des Windes sammt dem dazu nöthigen Kraftaufwand.

Herr von Mayerhofer hat schon bei mehreren Gelegenheiten ausführliche Tabellen zur Berechnung der theoretischen und effectiven Windmenge herausgegeben, aber nachdem er selbst nachgewiesen hat, daß die wirkliche Windmenge aus der Pressung des Windes nicht berechnet werden kann, so kann man die Colonnen für die effectiven Geschwindigkeiten und Mengen des Windes weglassen und braucht nur die für die theoretischen Geschwindigkeiten und Mengen, um die Kraft des Windes, mit der er auf das Brennmaterial auftrifft, beurtheilen und die Kraft des Motors, die hier das erste Mal angegeben erscheint, berechnen zu können.

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute
Wasser	Quecksilber	pr. □″ (30·6″ Wasser = 27‴ Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
″	‴	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
1/2	0·4	0·01	45·21	18·83	0·15
1	0·9	0·03	64·20	26·75	0·21
1 1/2	1·3	0·05	78·39	32·66	0·26
2	1·8	0·07	90·68	37·78	0.30
2 1/2	2·2	0·08	101·12	42·13	0·34
3	2·7	0·10	110·92	46·22	0·38
3 1/2	3·1	0·11	119·69	49·87	0·41
4	3·5	0·13	127·92	53·30	0·44
4 1/2	4·0	0·15	136·52	56·88	0·47
5	4·4	0·16	142·82	59·51	0·49
5 1/2	4·9	0·18	149·45	62·27	0·51
6	5·3	0·20	156·25	65·10	0·54
6 1/2	5·7	0·21	162·35	67·65	0·56

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute
[W]asser	Quecksilber	pr. □" (30·6" Wasser = 27‴ Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
"	‴	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
7	6·2	0·23	168·54	70·22	0·58
7½	6·6	0·24	174·37	72·65	0·60
8	7·1	0·26	179·96	74·98	0·62
8½	7·5	0·28	185·29	77·20	0·64
9	8·0	0·29	190·65	79·44	0·66
0	8·8	0·32	200·65	83·60	0·70
1	9·7	0·36	210·23	87·59	0·74
2	10·6	0·39	219·30	91·37	0·78
3	11·5	0·42	227·98	94·99	0·81
4	12·4	0·46	236·38	98·49	0·84
5	13·3	0·49	244·26	101·77	0·87
6	14·1	0·52	251·96	104·98	0·90
7	15·0	0·55	259·38	108·07	0·94
8	15·9	0·59	266·55	111·06	0·97
9	16·8	0·62	273·54	113·97	0·99
0	17·7	0·65	280·29	116·79	1·02
1	18·6	0·69	286·86	119·52	1·05
2	19·4	0·72	293·25	122·19	1·07
3	20·3	0·75	299·46	124·77	1·09
4	21·2	0·78	305·54	127·31	1·11
5	22·1	0·82	311·46	129·77	1·14
6	23·0	0·85	317·24	132·18	1·16
7	23·9	0·88	322·92	134·55	1·18
8	24·7	0·91	328·42	136·84	1·21
9	25·6	0·95	333·83	139·90	1·23
0	26·5	0·98	339·17	141·32	1·26
1	27·4	1·01	344·32	143·47	1·28
2	28·3	1·04	349·42	145·59	1·30
3	29·2	1·08	354·38	147·66	1·32
4	30·0	1·11	359·28	149·70	1·34
5	30·9	1·14	364·11	151·71	1·36
6	31·8	1·17	368·81	153·67	1·37
7	32·7	1·21	373·46	155·61	1·39
8	33·6	1·24	378·03	157·51	1·42

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute.
Wasser	Quecksilber	pr. □″ (30·6″ Wasser = 27‴ Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
″	‴	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
39	34·5	1·28	382·38	159·32	1·45
40	35·3	1·31	385·94	160·81	1·46
41	36·2	1·34	389·72	162·38	1·48
42	37·1	1·37	394·38	164·32	1·50
43	38·0	1·41	398·63	166·10	1·52
44	38·9	1·44	403·09	167·95	1·55
45	39·8	1·47	407·54	169·81	1·57
46	40·7	1·50	412·44	171·85	1·59
47	41·6	1·54	416·45	173·52	1·61
48	42·4	1·57	420·01	175·00	1·63
49	43·3	1·60	423·80	176·58	1·64
50	44·2	1·63	427·58	178·16	1·66
51	45·1	1·67	431·15	179·65	1·68
52	45·9	1·70	434·92	181·22	1·70
53	46·8	1·73	438·50	182·71	1·72
54	47·7	1·77	442·28	184·28	1·73
55	48·6	1·80	445·40	185·58	1·75
56	49·5	1·83	449·61	187·34	1·77
57	50·4	1·86	452·30	188·46	1·78
58	51·2	1·90	456·31	190·13	1·80
59	52·1	1·93	459·65	191·52	1·82
60	53·0	1·96	462·99	192·91	1·83
61	53·9	1·99	466·33	193·47	1·85
62	54·8	2·03	469·77	195·74	1·87
63	55·7	2·06	472·79	196·99	1·88
64	56·6	2·09	476·13	198·39	1·90
65	57·5	2·13	479·25	199·69	1·92
66	58·3	2·16	482·37	200·99	1·93
67	59·2	2·19	485·93	202·48	1·94
68	60·1	2·22	488·60	203·58	1·96
69	61·0	2·26	491·50	204·79	1·97
70	61·9	2·29	494·62	206·09	1·99
71	62·8	2·32	497·51	207·30	2·01
72	63·6	2·36	500·62	208·76	2·03

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute
Wasser	Quecksilber	pr. □" (30·6" Wasser = 27''' Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
"	'''	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
73	64·5	2·39	503·30	209·71	2·04
74	65·4	2·42	506·20	210·92	2·05
75	66·3	2·45	509·76	212·40	2·06
76	67·2	2·49	511·99	213·33	2·08
77	68·1	2·52	514·88	214·58	2·10
78	68·9	2·55	517·25	215·51	2·11
79	69·8	2·58	520·23	216·76	2·12
80	70·7	2·62	522·90	217·89	2·14
81	71·6	2·65	525·79	219·08	2·15
82	72·5	2·68	528·24	220·10	2·17
83	73·4	2·71	530·92	221·22	2·19
84	74·2	2·75	533·59	222·33	2·20
85	75·1	2·78	536·26	223·44	2·21
86	76·0	2·81	538·93	224·55	2·23
87	76·9	2·85	541·38	225·67	2·24
88	77·8	2·88	544·28	226·78	2·26
89	78·7	2·91	546·28	227·62	2·27
90	79·5	2·94	548·43	228·61	2·28
91	80·4	2·98	551·31	229·71	2·30
92	81·3	3·01	553·63	230·68	2·31
93	82·2	3·04	556·08	231·70	2·32
94	83·1	3·07	558·31	232·63	2·34
95	84·0	3·11	560·98	233·74	2·35
96	84·8	3·14	563·21	234·67	2·37
97	85·7	3·17	565·88	235·68	2·38
98	86·6	3·20	568·00	236·67	2·39
99	87·5	3·24	570·33	237·64	2·40
100	88·4	3·27	571·56	238·57	2·41
101	89·3	3·30	574·78	239·48	2·43
102	90·2	3·34	577.01	240·50	2·44
103	91·1	3·37	579.23	241·47	2·46
104	92·0	3·40	581.45	242·45	2·48

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute.
Wasser	Quecksilber	pr. □" (30·6" Wasser = 27''' Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
"	'''	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
39	34·5	1·28	382·38	159·32	1·45
40	35·3	1·31	385·94	160·81	1·46
41	36·2	1·34	389·72	162·38	1·48
42	37·1	1·37	394·38	164·32	1·50
43	38·0	1·41	398·63	166·10	1·52
44	38·9	1·44	403·09	167·95	1·55
45	39·8	1·47	407·54	169·81	1·57
46	40·7	1·50	412·44	171·85	1·59
47	41·6	1·54	416·45	173·52	1·61
48	42·4	1·57	420·01	175·00	1·63
49	43·3	1·60	423·80	176·58	1·64
50	44·2	1·63	427·58	178·16	1·66
51	45·1	1·67	431·15	179·65	1·68
52	45·9	1·70	434·92	181·22	1·70
53	46·8	1·73	438·50	182·71	1·72
54	47·7	1·77	442·28	184·28	1·73
55	48·6	1·80	445·40	185·58	1·75
56	49·5	1·83	449·61	187·34	1·77
57	50·4	1·86	452·30	188·46	1·78
58	51·2	1·90	456·31	190·13	1·80
59	52·1	1·93	459·65	191·52	1·82
60	53·0	1·96	462·99	192·91	1·83
61	53·9	1·99	466·33	193·47	1·85
62	54·8	2·03	469·77	195·74	1·87
63	55·7	2·06	472·79	196·99	1·88
64	56·6	2·09	476·13	198·39	1·90
65	57·5	2·13	479·25	199·69	1·92
66	58·3	2·16	482·37	200·99	1·93
67	59·2	2·19	485·93	202·48	1·94
68	60·1	2·22	488·60	203·58	1·96
69	61·0	2·26	491·50	204·79	1·97
70	61·9	2·29	494·62	206·09	1·99
71	62·8	2·32	497·51	207·30	2·01
72	63·6	2·36	500·62	208·76	2·03

Pressung des Windes			Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute
Wasser	Quecksilber	pr. □" (30·6" Wasser = 27''' Quecksilber = 1 Pfund)			
Säule					
"	'''	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
73	64·5	2·39	503·30	209·71	2·04
74	65·4	2·42	506·20	210·92	2·05
75	66·3	2·45	509·76	212·40	2·06
76	67·2	2·49	511·99	213·33	2·08
77	68·1	2·52	514·88	214·58	2·10
78	68·9	2·55	517·25	215·51	2·11
79	69·8	2·58	520·23	216·76	2·12
80	70·7	2·62	522·90	217·89	2·14
81	71·6	2·65	525·79	219·08	2·15
82	72·5	2·68	528·24	220·10	2·17
83	73·4	2·71	530·92	221·22	2·19
84	74·2	2·75	533·59	222·33	2·20
85	75·1	2·78	536·26	223·44	2·21
86	76·0	2·81	538·93	224·55	2·23
87	76·9	2·85	541·38	225·67	2·24
88	77·8	2·88	544·28	226·78	2·26
89	78·7	2·91	546·28	227·62	2·27
90	79·5	2·94	548·43	228·61	2·28
91	80·4	2·98	551·31	229·71	2·30
92	81·3	3·01	553·63	230·68	2·31
93	82·2	3·04	556·08	231·70	2·32
94	83·1	3·07	558·31	232·63	2·34
95	84·0	3·11	560·98	233·74	2·35
96	84·8	3·14	563·21	234·67	2·37
97	85·7	3·17	565·88	235·68	2·38
98	86·6	3·20	568·00	236·67	2·39
99	87·5	3·24	570·33	237·64	2·40
100	88·4	3·27	571·56	238·57	2·41
101	89·3	3·30	574·78	239·48	2·43
102	90·2	3·34	577.01	240·50	2·44
103	91·1	3·37	579.23	241·47	2·46
104	92·0	3·40	581.45	242·45	2·48

Pressung des Windes: Wasser Säule	Pressung des Windes: Quecksilber Säule	Pressung des Windes: pr. □″ (30·6″ Wasser = 27‴ Quecksilber = 1 Pfund)	Scheinbare theoretische Geschwindigkeit des Windes in 1 Secunde	Scheinbare theoretische Menge des Windes, die pr. Quadratzoll Düsenöffnung in einer Minute entströmt	Anzahl der Pferdekräfte zu 100 Cubikfuß theoretischer Windmenge pr. Minute
″	‴	Pfund	Fuß	Cubikfuß	
		10	779·37	324·74	4·23
		11	807·89	336·62	4·53
		12	834·15	347·56	4·83
		13	858·43	357·68	5·13
		14	881·31	367·21	5·43
		15	904·18	376·74	5·76
		16	922·25	384·27	6·07
		17	940·89	391·77	6·39
		18	958·40	399·33	6·72
		19	974·77	406·15	7·06
		20	990·59	412·53	7·41
		21	1005·55	418·98	7·77
		22	1019·39	424·74	8·13
		23	1032·64	430·26	8·51
		24	1046·50	436·04	8·92
		25	1063·16	442·98	9·38

Sollen die angegebenen Pferdekräfte alle Geltung haben, dann muß die Länge der Windleitung L dem Durchmesser D derselben, den folgenden Verhältnissen ziemlich entsprechen, nämlich es soll sein bei einer Pressung von:

81‴	Quecksilber	D : L = 1 : 60
54‴	″	D : L = 1 : 90
27‴	″	D : L = 1 : 120
14‴	″	D : L = 1 : 160
7‴	″	D : L = 1 : 300
$3\frac{1}{2}$‴	″	D : L = 1 : 500
12‴	Wassersäule	D : L = 1 : 1000
9‴	″	D : L = 1 : 1500
6‴	″	D : L = 1 : 2800
3‴	″	D : L = 1 : 4000
2‴	″	D : L = 1 : 5500
1‴	″	D : L = 1 : 8800.

Diese Verhältnisse gelten sowohl für die Hauptleitungen, als auch für die Abzweigungen, da letztere als eine für sich bestehende Leitung betrachtet werden muß.

Für jedes Kniestück werden, wenn dasselbe unter einem rechten Winkel kurz abgebogen, aber doch abgerundet ist, 3 und für ein solches, welches nicht abgerundet ist, 5 Leitungsdurchmesser zur Länge hinzugezählt.

Das Verfahren, wie man mit dieser Tabelle die scheinbare Windmenge berechnet, geht aus der Tabelle selbst hervor, daher folgen hier nur 2 Beispiele über interessante Fälle bei Bessemergebläsen.

1. Beispiel.

In der österreichischen Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen vom Jahre 1860 befindet sich vom Herrn Ministerialrath und Akademie-Director Ritter von Tunner ein Aufsatz über das Bessemern in Schweden, in welchem die Angabe von Herrn Director Guill vorkömmt, daß zum Bessemern pr. Minute 947 Kubikfuß Wind gebraucht werden. Ferner ist in demselben Aufsatze angegeben, daß dem Winde eine Pressung von beiläufig 2 Atmosphären gegeben wurde; nun frägt es sich, wie stark muß der Motor zu dem Gebläse sein?

Zwei Atmosphären betragen circa 25 ℔ und bei dieser Pressung braucht man laut Tabelle zu 100 Kubikfuß Wind, welche in einer Minute ausströmen, 9·38, daher im Ganzen $\frac{947 \,.\, 9{\cdot}38}{100} = 89$ Pferdekräfte. Die dort in Anwendung gewesene Dampfmaschine war viel schwächer, daher scheint auch die Pressung nicht zwei Atmosphären betragen zu haben, was auch nicht nothwendig ist, weil das flüssige Roheisen nur circa 7mal so schwer, als das Wasser ist und deshalb ein Wind von zwei Atmosphären eine Eisensäule von $\frac{64}{7}$ 9 = Fuß Höhe überwinden würde. Ich bin hier unvorgreiflich der Meinung, daß eine Pressung von 15 bis 18 Pfd. in den meisten Fällen genügt und eine solche von 20 Pfd. in jedem Falle ausreichend ist.

2. Beispiel.

In den neuesten Erfindungen Nr. 36 vom Jahre 1863 ist ein Gebläse mit einer Windpressung von $1\frac{1}{2}$ Atmosphären mit einer dazu gehörigen Dampfmaschine von 150 Pferdekraft von Leyser und Stiehler in Aussicht gestellt; wie viel theoretischen Wind wird dieses Gebläse per Minute liefern?

Eine und eine halbe Atmosphäre betragen nahe 19 Pfd. und bei dieser Pressung liefern 7·06 Pferdekräfte per Minute 100 Kubikfuß Wind, daher wird das Gebläse $\frac{150 \times 100}{7 \cdot 06} = 2125$ Kubikfuß scheinbare Windmenge liefern können.

IV.

Die wichtigsten Formeln für Cylindergebläse und die dazu gehörigen Hochdruck-Dampfmaschinen, Kessel, Feuerungen und Kamine.

Setzt man:

N = der Anzahl Pferdekräfte der Dampfmaschine,

n = den Pferdekräften zu 100 Kubikfuß theoretisch scheinbarer Windmenge nach der Tabelle in III,

M = der theoretischen scheinbaren Windmenge; so wird die Formel, welche zur Berechnung der Anzahl Pferdekräfte zum Betreiben des Gebläses nothwendig ist, folgende sein:

$$N = \frac{n\ M}{100} \text{ Pferdekräfte } a = 424 \text{ Fußpfund}^{1)} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 1)$$

und daraus ist die theoretische scheinbare Windmenge

$$M = \frac{100\ N}{n} \text{ Kubikfuß } . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 2)$$

Setzt man:

m = der theoretischen scheinbaren Windmenge, welche in einer Minute durch einen Quadratzoll Düsenöffnung nach der Tabelle in III, ausströmt,

d = dem Durchmesser, welcher dem der größten Leistung des Gebläses entsprechenden Flächeninhalt einer Düse, durch die man sich die ganze Windmenge ausströmend denkt, entspricht, dann ist:

---

[1]) Diese Zahl ist gleich 76 Kilogrameter, welche vor der gesetzlichen Bestimmung 430 Fußpfund war.

$$d = \sqrt{\frac{1 \cdot 171\ M}{m}}\ \text{Fuß} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 3)$$

Wendet man mehrere Düsen an, wie es in der Praxis fast immer der Fall ist, so ist der Flächeninhalt aller dieser Düsen zusammen, im Maximum, so groß zu nehmen, wie der ist, welcher dem Durchmesser d entspricht.

Bezeichnet D den kleinsten Durchmesser der Windleitung, dann ist:

$$D = \sqrt{\frac{6 \cdot 3662\ M}{m}} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 4)$$

Bei der Bestimmung des Durchmessers D sind, nebst den eben aufgestellten Formeln, noch die in III angegebenen Regeln, über die Längen zum Durchmesser der Windleitungen, zu beachten.

Setzt man u gleich dieser angegebenen Verhältnißzahl, dann ist die größte Länge L, welche mit der Windleitung nicht viel überschritten werden soll, durch folgende Formel ausgedrückt, u. z.:

$$L = u\ D\ \text{Fuß} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 5)$$

Ist R gleich dem Raume, welchen der Gebläsekolben in einer Minute durchlaufen soll, um nebst der Ansaugung und Auspressung der scheinbaren Windmenge noch so viel zu leisten, daß die Verluste durch die schädlichen Räume, Ventilverzögerungen, Undichte des Kolbens und die Elasticität der Luft gedeckt werden, p = der Pressung des Windes in Pfunden, dann ist:

$$R = M \left[1 + p \left(\frac{15000 - 147\,(2\,p - 1)}{100000}\right)\right] \text{Kubikfußen} \quad 6)$$

Für alle Windpressungen unter 1 Pfd. setzt man p = 1, aber von 1 Pfd. aufwärts gibt man ihm den gegebenen Werth.

Setzt man v = der Geschwindigkeit des Dampfkolbens per Sekunde und h gleich der Hubhöhe, dann hat man für die gewöhnlichen Geschwindigkeiten der Dampfmaschinen $v = 21 \sqrt[3]{h}$; diese Kolbengeschwindigkeit ist bei verschiedenen Gebläsen auch verschieden, es ist demnach nach Umständen

$$v = 2 \text{ bis } 5\ \text{Fuß} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 7)$$

In den verschiedenen in der Praxis vorkommenden Fällen kann man mit gutem Erfolg folgende Kolbengeschwindigkeiten anwenden u. z.:

1. Bei Schiebergebläsen und solchen, die zum Bessemern gebraucht werden, sie mögen ein- oder zweicylindrig sein 4½ bis 5 Fuß
2. Bei Hohofengebläsen mit nur einem Cylinder . . . . 4 „ 4½ „
3. Bei Hohofengebläsen mit zwei Cylindern 3½ „ 4 „
4. Bei allen Gebläsen mit zwei Cylindern 3 „ 3½ „
5. Bei mehr als drei Cylindern . . . 2 „ 3 „

und man kann in den Fällen 3, 4 und 5 auch eine Geschwindigkeit von 4 Fuß anwenden, nur soll man unter die angegebenen Geschwindigkeiten nicht herab gehen.

Wenn mehrere Gebläsecylinder zusammenwirken, dann müssen die Kolben mit ihren Bewegungen regelmäßig mit einander abwechseln, damit die sogenannten todten Punkte, der Kolbenbewegungen, von einander gleichweit abstehen.

Die einfachen Kolbenspiele oder halben Umgänge pr. Minute kann man aus folgender Tabelle entnehmen, welche die halben Umgänge enthält, wie sie in verschiedenen Tabellen angegeben sind, nur sind sie hier, wo sie nur als beiläufiges Anhalten zu dienen haben, blos in ganzen Zahlen ausgedrückt.

Tabelle

über die beiläufige Anzahl der einfachen Kolbenspiele bei Hochdruck-Dampfmaschinen.

Pferdekräfte	Kolbenspiel pr. Minute	Pferdekräfte	Kolbenspiel pr. Minute	Pfedrekräfte	Kolbenspiel pr. Minute	Pferdekräfte	Kolbenspiel pr. Minute
N	k	N	k	N	k	N	k
1— 2	250	16—18	125	50—55	65	90—100	48
3— 6	200	20—25	100	60—65	60	100—120	43
8—10	165	30—35	85	70—75	56	130—140	38
12—14	142	40—45	70	80—85	53	150—160	33

Ist D_1 = dem Durchmesser des Gebläsecylinders, h = der Länge des Kolbenzuges, dann hat man für:

$$\frac{h}{D_1} = w\text{[1]}$$

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4\,R}{3{\cdot}14\ w\,k}} \quad \ldots\ldots\ldots \quad 8)$$

Setzt man d_1 = dem Durchmesser des Dampfcylinders, P [2]) gleich der Dampfspannung in Pfunden und l gleich dem Stücke des Kolbenlaufes, bis der Dampf abgeschnitten wird, dann ist für Hochdruck-Dampfmaschinen mit oder ohne Expansion und ohne Condensation

$$d_1 = \sqrt{\frac{970\,N D_1\,w}{v\,P\,l}} \quad \ldots\ldots \quad 9)$$

Für Hochdruck-Dampfmaschinen mit oder ohne Expansion und mit Condensation

$$d_1 = \sqrt{\frac{940\,N D_1\,w}{v\,P\,l}} \quad \ldots\ldots \quad 10)$$

Der expansirte Dampf muß nach der Vollendung des Kolbenzuges noch 1.5 Atmosphären oder bei 20 ℔. Spannung haben.

Die vom Feuer berührte Kesselfläche f ist bei Cylinderkesseln ohne Siedröhren und einer Heizung mit Steinkohlen erster Qualität

f = 10 N Quadratfuß . . . . . 11)

für gewöhnliche Heizkohlen

f = 12·5 N Quadratfuß . . . . . 12)

und für Hohofen und Generatorgase

f = 15 N Quadratfuß . . . . . 13)

Für Cylinderkessel mit einem Stück Siederohr ist die vom Feuer berührte Fläche bei einer Heizung mit Steinkohlen erster Qualität

f = 9 N Quadratfuß . . . . . 14)

für gewöhnliche Heizkohlen

f = 11,25 N Quadratfuß . . . . 15)

---

1) Das w ist bei dem kleinsten Gebläsen nicht unter $\frac{8}{10}$ und bei dem größten nicht über $\frac{10}{8}$, gewöhnlich nimmt man es = $\frac{9}{8}$ oder $\frac{8}{7}$ nämlich so an, daß sich der Durchmesser des Gebläsecylinders zur Höhe des Kolbenzuges wie 8 : 9 oder wie 7 : 8 verhält.

2) Eine Atmosphäre ist = 12,7 Wiener Pfund.

und für Hohofen und Generatorgase

$$f = 13{\cdot}35\ N \text{ Quadratfuß} \quad \ldots \quad 16)$$

Endlich für Cylinderkessel mit 2 Stück Sieberöhren ist die vom Feuer berührte Fläche, bei einer Heizung mit Steinkohlen erster Qualität:

$$f = 8\ N \text{ Quadratfuß} \quad \ldots \quad 17)$$

für gewöhnliche Heizkohle

$$f = 10\ N \text{ Quadratfuß} \quad \ldots \quad 18)$$

und für Hohofen und Generatorgase

$$f = 12\ N \text{ Quadratfuß} \quad \ldots \quad 19)$$

Die Rostfläche $f_{,}$ ist für Heizungen mit Steinkohlen erster Qualität hinreichend groß, wenn man setzt:

$$f_{,} = 0{\cdot}7\ N \quad \ldots \quad 20)$$

und für gewöhnliche Heizkohle

$$f_{,} = 0{\cdot}8\ N \quad \ldots \quad 21)$$

Setzt man bei Expansionsmaschinen den stündlichen Verbrauch an Steinkohlen erster Qualität = Q dann ist annähernd von N = 1 bis 100

$$Q = 8 + 5{\cdot}2\ (N - 1) \text{ Pfund} \quad \ldots \quad 22)$$

und bei gewöhnlichen Heizkohlen ist

$$Q = 10 + 6{\cdot}4\ (N - 1) \text{ Pfund} \quad \ldots \quad 23)$$

Wird mit Hohofen und Generatorgasen geheizt, dann ist:

$$Q = 60 + 33{\cdot}8\ (N - 1) \text{ Pfund} \quad \ldots \quad 24)$$

oder

$$Q = 866 + 555\ (N - 1) \text{ Cubikfuß} \quad \ldots \quad 25)$$

Diese Formeln geben den Brennmaterialverbrauch nur annäherungsweise an und man kann sie bei Kalkulen bis zu 100 Pferdekräfte anwenden; ist aber die Maschine stärker als 100 Pferdekräfte, dann nimmt man für jede Pferdekraft so viel Brennmaterial, als auf eine Pferdekraft bei einer hundertpferdigen Maschine entfällt. Bei Expansionsmaschinen, die im besten Stande erhalten sind, wird man etwas weniger Brennstoff brauchen, als die Formeln angeben.

Die Wassermenge W, welche stündlich verdampft, ist unter verschiedenen Umständen verschieden, aber sie ist dennoch immer beinahe

$$W = 0{\cdot}9\ N \text{ Cubikfuß} \quad \ldots \quad 26)$$

und für dieses Quantum muß richtig fürgesorgt werden.

Setzt man bei einer Steinkohlen- oder Gasfeuerung die Höhe des Kamines gleich H, dann erhält man passende Kaminhöhen durch folgende Formel; nämlich es ist

$$H_{,} = 0{\cdot}8\ (48 + N)\ \text{Fuß} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad 27)$$

Wenn man die Durchmesser der Dampfcylinder nach den obigen Formeln, die nur auf 52% Nutzeffect passirt sind, berechnet, da fallen die Dampfmaschinen etwas stärker aus, als man sie zuweilen berechnet findet, aber bei Gebläsen ist es nothwendig, daß die dazu gehörigen Dampfmaschinen etwas stärker sind, weil man nicht immer wegen jeder geringen Abnützung der Liederungsringe, Schuber rc. — Stillstände eintreten lassen kann, die bei abnormen Verhältnissen des Hohofenganges mit großem Schaden verbunden sein können.

Folgende Beispiele werden den Gebrauch der wichtigsten dieser Formeln zeigen.

1. Beispiel.

Es soll zu einem Hohofen ein Gebläse gemacht werden, welchem pr. Minute 5713 Cubikfuß scheinbare Windmenge von 91 Linien Pressung zugeführt werden soll, welche Dimensionen soll ein eincylinderisches Gebläse erhalten, und wie stark soll die dazu gehörige Dampfmaschine sein?

Laut der Tabelle in III und der Formel 1) ist die Anzahl der Pferdekräfte, welche die Maschine zu leisten hat:

$$N = \frac{2{\cdot}46 \times 5713}{100} = 140$$

Die 91 Linien Quecksilber sind $\frac{91}{27} = 3{\cdot}37$ ℔, daher ist der Raum, welchen der Gebläsekolben in einer Minute durchlaufen soll, laut Formel 6)

$$R = 5713\left(1 + 3{\cdot}37\left[\frac{15000 - 147\ (2 \times 3{\cdot}37 - 1)}{100000}\right]\right) =$$
$$= 8408 \text{ Kubikfuße.}$$

Die Anzahl der einfachen Kolbenzüge ist nach der Tabelle in IV circa 38 und mit diesen beziffert sich nach der Formel 8) für $w = \frac{8}{7}$ der Durchmesser des Gebläsecylinders auf

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 \times 8408}{3{\cdot}14 \times \frac{8}{7} \times 38}} = 6{\cdot}2603 \text{ Fuß}$$

Die Hubhöhe ist $6 \cdot 2603 \times \frac{8}{7} = 7 \cdot 1832$ Fuß, daher ist die Geschwindigkeit des Kolbens $\frac{7 \cdot 1832 \times 38}{60} = 4 \cdot 55$ Fuß, was nach der Erläuterung der Formel (7) im vorliegenden Falle die größte Geschwindigkeit ist, die man gelten lassen kann; aber da man nie gut thut, die größte Geschwindigkeit zu wählen, so ist es besser, wenn man den Gebläsecylinder noch etwas größer macht, um eine etwas kleinere Geschwindigkeit zu erhalten. Nimmt man nur 34 Kolbenzüge an, dann ist:

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 \times 8408}{3 \cdot 14 \times \frac{8}{7} \times 34}} = 6 \cdot 5082 \text{ Fuß.}$$

Die Hubhöhe ist $6 \cdot 5082 \times \frac{8}{7} = 7 \cdot 4379$ Fuß; daher ist die Kolbengeschwindigkeit $\frac{7 \cdot 4379 \times 34}{60} = 4 \cdot 21$ Fuß, die man gelten lassen muß, weil sonst der Cylinder zu groß ausfallen würde.

Will man eine Maschine mit 5 Atmosphären Dampfspannung, $\frac{1}{3}$ Füllung und ohne Condensation anwenden, dann ist laut der Formel (9)

$$d_1 = \sqrt{\frac{970 \times 140 \times 6 \cdot 5082 \times \frac{8}{7}}{4 \cdot 21 \times 12 \cdot 7 \times 5 \times \frac{6 \cdot 5082 \times \frac{8}{7}}{3}}} = 39 \cdot 3 \text{ Zoll.}$$

2. Beispiel.

Es soll statt dem im vorigen Beispiel angegebenen eincylindrigen Gebläse ein zweicylindriges gemacht werden; wie groß werden dann die Gebläsecylinder ausfallen?

Die scheinbare Windmenge ist pr. Minute für jeden Cylinder $\frac{5713}{2} = 2856$ Kubikfuß, daher ist der Raum, den der Kolben in einer Minute durchlaufen muß, laut Formel (6)

$$R = 2856 \left(1 + 3 \cdot 37 \left[\frac{15000 - 147\,(2 \times 3 \cdot 37 - 1)}{100000}\right]\right) =$$
$$= 4204 \text{ Kubikfuß.}$$

Die Anzahl der Kolbenzüge ist nach der Tabelle in IV circa 56, und nach dieser berechnet sich der Durchmesser eines Gebläsecylinders für $w = \frac{8}{7}$; nach der Formel (8)

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 \times 4204}{3 \cdot 14 \times \frac{8}{7} \times 56}} = 4 \cdot 3743 \text{ Kubikfuß.}$$

Die Länge des Hubes ist $4{\cdot}3743 \times \frac{8}{7} = 5$ Fuß, daher die Geschwindigkeit $\frac{5 \times 56}{60} = 4{\cdot}67$ Fuß, aber nach der Erläuterung der Formel (7) soll bei 2 Cylindern die Kolbengeschwindigkeit nicht größer sein als 4′, daher muß man, um eine passende Geschwindigkeit zu erhalten, die Anzahl der Kolbenzüge vermindern. Nimmt man pr. Minute 45 Kolbenzüge oder, was dasselbe ist, $22\frac{1}{2}$ Umdrehungen an, dann ist:

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 \times 4204}{3{\cdot}14 \times \frac{8}{7} \times 45}} = 4{\cdot}7028 \text{ Fuß.}$$

Die Länge des Hubes ist $4{\cdot}7028 \times \frac{8}{7} = 5{\cdot}3746$ Fuß, daher die Geschwindigkeit $\frac{5{\cdot}3746 \times 45}{60} = 4{\cdot}03$ Fuß, welche den Umständen angemessen ist.

Die Anzahl der Pferdekräfte zu jedem Cylinder ist $\frac{140}{2} = 70$ und nach diesem ist der Durchmesser der Dampfcylinder mittelst der Formel (19) oder (20) zu berechnen.

3. Beispiel.

Man verlangt ein zweicylindriges Bessemergebläse, welches bei 25 Pfund Pressung 100 Kubikfuß Wind pr. Minute liefert, welche Dimensionen werden die Cylinder desselben erhalten, wenn das Verhältniß des Durchmessers zur Hubhöhe wie 8 : 9 genommen wird, und wie groß wird der Durchmesser eines Dampfcylinders bei halber Füllung desselben und wie bei 5 und 4 Atmosphären Dampfspannung sein?

Laut der Tabelle in III und Formel (1) ist die nöthige Anzahl der Pferdekräfte

$$N = \frac{9{\cdot}38 \times 1000}{100} = 94;$$

da man aber bei den Bessemergebläsen oft einen Kraftüberschuß brauchen kann, so wird man statt 94 Pferdekräfte 100 annehmen.

Der Raum, welchen jeder Gebläsekolben in einer Minute durchlaufen muß, ist nach Formel (6):

$$R = 500\left(1 + 25\left[\frac{15000 - 147\,(2 \times 25 - 1)}{100000}\right]\right) =$$
$$= 1475 \text{ Kubikfuß.}$$

Die Anzahl der einfachen Kolbenzüge ist nach der Tabelle in IV circa 48, und mit diesen berechnet sich der Durchmesser des Gebläsecylinders auf:

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 \times 1475}{3{\cdot}14 \times \frac{9}{8} + 48}} = 3{\cdot}24 \text{ Fuß.}$$

Die Hublänge ist $3{\cdot}24 \times \frac{9}{8} = 3{\cdot}64$ Fuß, daher ist die Geschwindigkeit $\frac{364 + 48}{60} = 2{\cdot}91$ Fuß, was viel zu wenig ist.

Nimmt man 100 Kolbenzüge an, dann ist:

$$D_1 = \sqrt[3]{\frac{4 . 1475}{3{\cdot}14 \times \frac{9}{8} . 100}} = 2{\cdot}5562 \text{ Fuß.}$$

Die Hublänge ist $2{\cdot}5562 \times \frac{9}{8} = 2{\cdot}863$ Fuß, daher ist die Geschwindigkeit $\frac{2{\cdot}863 \times 100}{60} = 4{\cdot}77$ Fuß, welche den Verhältnissen entspricht.

Spannt man den Dampf auf 5 Atmosphären, dann ist der Durchmesser des Dampfcylinders für eine Maschine mit halber Füllung und ohne Condensation laut Formel (9).

$$d_1 = \sqrt{\frac{970 \times 50 \times 2{\cdot}863}{4{\cdot}77 \times 12{\cdot}7 \times 4 \times \frac{2{\cdot}863}{2}}} = 17{\cdot}9 \text{ Zoll.}$$

und bei 4 Atmosphären Dampfspannung ist

$$d_1 = \sqrt{\frac{970 \times 50 \times 2{\cdot}863}{4{\cdot}77 \times 12{\cdot}7 \times 4 \times \frac{2{\cdot}863}{2}}} = 20{\cdot}0 \text{ Zoll.}$$

V.

Die Verhältnisse des Schachtinhaltes zur Menge des Brennstoffes, welcher in einer bestimmten Zeit verbraucht wird, oder das Verhältniß der Gichtweite zur Kohlensackweite, welches bei verschieden reducirbaren Erzen zu berücksichtigen ist.

Das Verhältniß des Schachtinhaltes zur Menge des Brennstoffes, der in einer bestimmten Zeit verbrannt wird, hängt größtentheils von der Reducirbarkeit der Erze ab, und man kann hier folgende vier wesentlich verschiedene Fälle unterscheiden, nämlich:

1. Fall. Alle mehr milden Eisenoxydhydrate, nämlich die weicheren Brauneisensteine und fast alle Braunerze desoxydiren sich in kurzer Zeit und bei niederer Vorbereitungstemperatur; man kann sie deshalb fast in jeder beliebigen Schachtform mit gutem Erfolge verschmelzen, und findet daher auch, daß zum Verschmelzen dieser Erze die verschiedenartigsten Schachtdimensionen angewendet werden, ohne daß man durch den Gang des Ofens eine deutliche Hinweisung auf die eine oder andere Schachtform herausfinden kann.

Die Schmelzreise der genannten Erze, nämlich die kürzeste Zeit vom Aufgeben einer Gicht bis zu ihrem Einrücken vor der Form, ist für weißes Roheisen 5 bis 6 und für graues 7 bis 9 Stunden.

Nachdem diese Erze so unempfindlich für die Dimensionen des Schachtes sind, so kann man wegen der Reducirbarkeit derselben, wenn die Schmelztemperatur zur Beschickung nur einigermaßen zur Roheisensorte paßt, sowohl weiß, als auch grau schmelzen, was mit den folgenden Erzen nur ausnahmsweise stattfinden kann.

2. Fall. Die meisten gut gerösteten und abgelagerten Spatheisensteine, die härteren Brauneisensteine, die meisten Rotheisensteine und einige leicht reducirbare abgewitterte Eisenschlacken desoxydiren sich zwar in kurzer Zeit, aber sie benöthigen hiezu eine hohe Vorbereitungstemperatur, und deßhalb ist in diesem Falle der Inhalt des Schachtes nicht mehr so willkürlich, wie im 1. Falle, sondern man muß ihn, um die Hitze im Schachte zu concentriren, eng zusammenhalten und mit einer engen Gicht versehen.

Als Beispiel eines auf Frischereiroheisen gut gehenden süddeutschen Hohofens kann angeführt werden, daß sich die Flächen-

inhalte des Gestelldurchschnittes in der Formhöhe zum Kohlensack und zur Gicht wie 4:16:1 verhalten.

Die kürzeste Schmelzreise dieser Erze ist für weißes Roheisen nur $2^1/_2$ und die längste 8 Stunden.

Nachdem die hier genannten Eisensteine nur in einem solchen Schachte anstandslos verschmolzen werden können, welcher im Verhältniß zur Gestellweite einen engen Kohlensack und eine noch engere Gicht hat, wodurch zwar die Zeit des Aufenthaltes des Erzes stark abgekürzt, aber auch die Vorbereitungstemperatur stark erhöht wird, so kann man einen solchen wohl sehr gut zur Erzeugung des Frischereiroheisens, aber bei weitem nicht so gut zum Gießereiroheisen verwenden; denn um ein Gießereiroheisen zu erzeugen, braucht man ein zum Kohlensack verhältnißmäßig enges Obergestelle, in welchem nicht so viel Kohlen in einer bestimmten Zeit so vortheilhaft verbrannt werden können, als in einem weiten, daher wird mit einem engen Gestelle wohl die Zeit der Schmelzreise verlängert, aber auch die Vorbereitungstemperatur im Schachte vermindert.

Die Verlängerung der Zeit, innerhalb welcher die Erze durchgehen, würde nicht schaden, aber die Verminderung der Vorbereitungstemperatur darf hier, nämlich bei diesen Erzen, nicht stattfinden, um sie nicht unvorbereitet in den Schmelzraum gelangen zu lassen, daher kann man selbst bei einer ganz richtigen Schmelztemperatur ihre Schlackenbestandtheile nur mit einem übermäßig großen Kohlenaufwand auf ein brauchbares Gießereiroheisen verschmelzen.

3. Fall. Alle gut gerösteten und abgelagerten Sphärosiderite und alle sphärosideritischen Thoneisensteine, fast alle gerösteten und abgelagerten Magneteisensteine und manche Rotheisensteine desoxydiren sich langsam, aber sie brauchen keine hohe Vorbereitungstemperatur, daher benöthigen sie verhältnißmäßig weite Schächte, so zwar, daß die Beschickung zu ihrer Schmelzreise auf weißes Roheisen 16 und auf graues 24 Stunden und oft auch noch um ein paar Stunden länger braucht.

Das weiße Roheisen aus diesen Erzen hat immer einen merklichen Antheil an Silicium und meistens auch starke Spuren von Graphit, was wahrscheinlich von der langen Schmelzreise herrührt.

Sind die Erze sehr arm, z. B. 15 bis 17 %, dann wird

das Roheisen, selbst bei einer stark basischen Beschickung, so viel mit Silicium überladen, daß man daraus kein gutes Stabeisen erzeugen kann. Enthält die Beschickung doch wenigstens 20 % Eisen und haben die Schlackenbestandtheile eine entsprechende Schmelztemperatur, dann erhält man ein vorzügliches Gießereiroheisen, welches nicht mehr Silicium enthält, als zur Vertretung der als Graphit ausgeschiedenen Kohle nöthig ist, und selbst von diesem scheidet sich vor dem Erstarren ein Theil davon aus.

4ter Fall. Fast alle rohen Spatheisensteine, besonders die sogenannten Weißerze, die krystallinischen sphärosideritischen Thoneisensteine und viele andere harte rohe unkrystallisirte sphärosideritische Thoneisensteine, manche unverwitterte rohe Magneteisensteine, der Blutstein und einige andere harte Rotheisensteine, der Rasenquarz und die Kieseleisensteine, endlich alle nicht verwitterbaren Eisenschlacken, wie z. B. fast alle Schweißofen- und ein großer Theil der Puddlingsschlacken, desoxydiren sich ziemlich langsam und nur bei einer hohen Vorbereitungstemperatur, daher sollen hiezu die Schächte weit sein, um eine lange Schmelzreise zu gestatten, und auch eng, um eine hohe Schmelztemperatur zu erzielen. Diesen widersprechenden Anforderungen kann man zwar durch eine Schachtconstruction nicht ganz genügen, man hält sich deshalb an mittlere Dimensionen, beschickt die Erze möglichst basisch, damit die Beschickung strengflüssig wird, wo man dann zu derselben Quantität eine größere Menge Kohlen braucht, mit der man im Schachte eine höhere Vorbereitungstemperatur erzwingt.

Der Herr J. H. Stahlschmidt hat in seiner bei Butz in Hagen herausgegebenen „Darstellung des Eisen-Hohofenprozesses in Zahl und Bild" auf der Tafel II Figur 13 einen Normalhohofen dargestellt, welcher beiläufig so aussieht, als ob man auf einen fast cylinderisch abgestutzten umgekehrten Kegel (das Gestelle) einen Destillirkolben aufgesetzt hätte, wo die Kugel den Kohlensack und der Hals den Kernschacht vorstellt, und diese Ofenconstruction dürfte bei der Verschmelzung der hier in 4 Fällen genannten Erze vortheilhafter als irgend eine andere sein.

Die Schmelzreise ist bei den rohen Spatheisensteinen verschieden, u. z. 6 bis 10 Stunden; bei den rohen sphärosideritischen Thoneisensteinen oftmals 30 Stunden, bei den harten Rotheisensteinen und

rohen harten Magneteisensteinen 24 bis 30 Stunden und bei den unzersetzten Eisenschlacken 20 bis 24 Stunden.

In der Natur kommen die Erze zwar nicht blos in den hier angegebenen 4 Gruppen, sondern es kommen auch alle möglichen Zwischenglieder vor, welche zwar nicht beschrieben, aber doch in den meisten Fällen ziemlich richtig beurtheilt und somit erkannt werden können.

IV.

Die Charakfsterik der reinen Eisensorten.

Die ersten Spuren zu einer Charakteristik des Eisens finden sich im Jahre 1842, in den Punktationen zu einem Briefe des Herrn von May'rhofer an Herrn Bergrath Hampe (später Sectionsrath Ritter von Hampe).

Im X. Band dieses Jahrbuches ist dieselbe für die Roheisensorten angegeben und in jüngster Zeit hat er in einer Tabelle eine Zusammenstellung aller charakteristischen Eisensorten abdrucken und unter seine Freunde und Bekannte vertheilen lassen; nachdem diese wenigen Abdrücke bereits vergriffen sind, so dürfte die hier beigefügte viel vermehrte Tabelle eine willkommene Erscheinung sein.

Anmerkung der Redaktion. Herr Hohofen-Verwalter Karl von May'rhofer, dessen Notizensammlung die vorstehende Abhandlung entnommen wurde, ist während der Drucklegung mit Tod abgegangen. Friede seiner Asche!

abelle zur Seite 258.

Am r d hani hte	76	116·407	0·8969	Stabeisen liegt das Mittelglied rten oder festen, als am weichen
neis kte iese en n		—	—	" Breite und 4''' Dicke geglüht ehämmert. Wenn der Stahl im gehämmert wird, dann bekommt ßeres specifisches Gewicht. Wei- an durchs Hämmern von 7·8 auf icht bringen.
		—	—	
	04	340·572	0·8657	schen Stabeisensorten ist der Kohlen- prungweise vorhanden und wo ein g stattzufinden scheint, da ist das kteristisch ausgezeichnet, sondern nstoff im Korneisen ist von 0·40 ensehnigen von 0·15 bis 0·20% gen bis 0·07%.
Am den fe rbei nen we		—	—	
		—	—	" Breite und 4''' Dicke, geglüht gehämmert. Beim Eisen kann cht durch ein vorsichtiges Hämmern durch ein unvorsichtiges, besonders bedeutend vermindert werden.
	·09	1008·09	0·8225	
Di sen ing han		—	—	
		—	—	

V.

Analysen
und
anderweitige Untersuchungen
ausgeführt
im Laboratorium des k. k. General-Probiramtes in den Jahren 1865 und 1866.

I. Mineralien.

Reine Stücke des in der Wochein in Oberkrain vorkommenden Thonerde-Hydrates (Bauxit?)[1]) von schmutzig weißer Farbe und muschligem Bruch, untersucht von M. v. Lill:

Härte zwischen 2 und 3; specif. Gewicht 2,551.

Kieselsäure	6,29
Thonerde mit sehr geringer Menge Titansäure	64,24
Eisenoxyd	2,40
Manganoxyd	Spur
Kalkerde	0,85
Magnesia	0,38
Schwefelsäure	0,20
Phosphorsäure	0,46
Wasser	25,74
	100,56

---

[1]) Siehe B. u. H. Jahrbuch XV, pag. 193.

Außerdem ließen sich durch das Spectroskop Spuren von Kali, Natron und Lithion nachweisen.

II. Erze und hüttenmännische Zuschläge.

A. Bleierze.

Bleischlich von dem Bleiwerke zu Mies in Kärnten, untersucht von A. Eschka.

Schwefelblei	92,39
Schwefelzink	1,95
Eisenbisulphuret	1,78
Kohlens. Eisenoxydul	0,33
" Kalkerde	1,80
" Magnesia	0,46
Mangan	deutl. Spur
Quarz und Kieselthon	0,69
Silber	Spur
	99,40

B. Eisenerze und Zuschläge.

1) Rohwand von Neuberg in Steiermark, untersucht von R. Zahrl.

Kieselsäure	2,75
Thonerde	1,74
Kalkerde	29,75
Magnesia	9,22
Eisenoxydul	10,31
Eisenoxyd	4,91
Manganoxydul	1,00
Kohlensäure	39,80
Schwefelsäure	Spur
Phosphorsäure	Spur
Wasser (aus dem Abgange)	0,52
	100,00

Eisengehalt . . . . 11,46 %

2) Unreiner Psilomelan vom Berge Gogyanu im Zsiller Thale
Siebenbürgen, untersucht von H. Sturm und A. Mader.

Quarz und gebundene Kieselsäure	33,75
Thonerde	7,08
Eisenoxyd	6,42
Mangansuperoxyd	33,00
Manganoxydul	11,51
Kalkerde	1,45
Magnesia	2,50
Kali	0,50
Phosphorsäure	Geringe Spur
Wasser	3,40
Kohlensäure und Abgang	0,39
	100,00

3) Eisenerze des gräflich Waldsteinschen Eisenwerkes zu Boros
ebes in Ungarn, untersucht von F. Hillebrand, H. Sturm, R.
ahrl und A. Mader: a und b Brauneisensteine von Korbu, c und
Brauneisensteine von Arnoth, e Rotheisenstein mit Brauneisenstein
n Grászghur, f Brauneisenstein von ebendaher.

	a	b	c	d	e	f
lühverlust (Wasser)	12,50	14,50	12,50	13,70	9,75	12,70
nlösliches (Quarz und Kieselthon)	1,50	2,00	1,30	1,10	6,46	1,14
sliche Thonerde	0,34	7,50	4,60	7,00	nicht bestimmt	2,20
isenoxyd	84,21	68,50	81,40	61,37	81,33	83,58
upfer	Spur	Spur	.	.	.	.
hosphorsäure	0,22	0,15	Sp.	Sp.	.	0,07
chwefelsäure	Spur	Sp.	Sp.	Sp.	Sp.	Sp.
rner quantitativ nicht bestimmte Bestandtheile:						
anganoxyde	—	Größere Menge	Spuren	Größere Menge	Geringe Mengen	—
lkerde agnesia	Geringe Mengen	Geringe Mengen	Spuren	Geringe Mengen	Geringe Mengen	Geringe Mengen
Eisengehalt	59%	48%	57%	43%	57%	58½%

4) Eisenstein, dunkelroth, des Eisenwerkes zu Pitten aus Hausmannsstätten in Niederösterreich, untersucht von R. Zahrl.

Kieselsäure	7,80		
Eisenoxyd	32,61	Eisen	22,34
Thonerde	45,14		
Manganoxyd	0,86		
Kupfer	Spur		
Kalkerde	2,05		
Magnesia	0,32		
Phosphorsäure	Spur		
Schwefelsäure	Spur		
Wasser	10,70		
	99,48		

Vermöge des im Verhältnisse zur Kieselsäure hohen Thonerde-Gehaltes läßt sich dieses Vorkommen an jenes in der Wochein (B. und H. Jahrbuch XV Pag. 193) anreihen.

C. Silber- und Golderze.

Durchschnittsprobe der Oláhláposbánya'er bleifreien Gefälle von Mai 1865, untersucht von A. Eschka.

Schwefel (an Metalle gebunden)	35,91
Kupfer	4,25
Blei	0,99
Antimon	0,30
Arsen	0,22
Eisen	33,79
Zink	1,53
Silber	0,0155
Gold	0,0004
Manganoxydul	0,42
Kalkerde	0,56
Magnesia	0,39
Barhterde	Spur
Thonerde	0,40
Kieselsäure (Quarz)	17,60
Schwefelsäure	0,43
Kohlensäure, Wasser, Sauerstoff an einen Theil Eisen gebunden; und Abgang bei der Analyse	3,1941
	100,0000

III. Hüttenprodukte.

A. Antimon.

Produkte von dem Antimonwerke zu Bergwerk bei Oberwarth in Ungarn, untersucht von R. Zahrl.

a) Röstgut:

Antimon	52,96
Eisen	5,95
Thonerde	3,50
Kalkerde	1,30
Magnesia	1,00
Kieselsäure	15,35
Arsen	Spur
Schwefel (größtentheils an Eisen gebunden)	3,04
Der an Antimon und Eisen gebundene Sauerstoff und an die Erden gebundene Kohlensäure	16,90
	100,00

b) Schlacke, abgefallen bei der Verschmelzung des Röstgutes auf Regulus, bei Beschickung mit Glaubersalz, Kochsalz und Kohle:

In Wasser lösliche Bestandtheile:		Schwefel	Antimon	Eisen
Na S (Schwefelnatrium)	9,35	3,82		
Na Cl (Chlornatrium)	16,26	—		
$NaO\,SO_3$ (Schwefelsaures Natron)	1,80	0,40		
$Sb\,S_3$ (Schwefelantimon)	11,48	3,11	8,37	
In Salzsäure lösliche Bestandtheile:				
$Sb\,S_3$ (Schwefelantimon)	31,36	8.51	22,82	
Fe S (Schwefeleisen)	18,37	6,68		11,69
Ferner Kalkerde, Magnesia und unlösliche kieselsaure Thonerde	11,38			
	100.00	22,52	31,22	11,69

c) Regulus:

Enthielt an fremden Bestandtheilen: Eisen beiläufig 1%
Arsen, sehr geringe Mengen
Schwefel, deutlich nachweisbar.

B. Blei.

Bleisorten aus der ärarialen Erzeugung, untersucht von M. v. Lill. Weichblei, u. z. a) aus Přibram, b) aus Joachimsthal, c) aus Nagybánya, d) aus Schemnitz, e) aus Kremnitz, f) und g) aus Neusohl, h) hartes Blei, erzeugt bei Zutheilung von Schmöllnitzer Rohspeise, aus Neusohl.

	a	b	c	d	e	f	g	h
Schwefel	Geringe Spur	G. Sp.	Spur	—	—	Spur	—	—
Antimon	Geringe Spur	0,096	Spur	0,285	0,205	0,017	0,166	0,554
Kupfer	0,083	0,078	0,082	0,055	0,072	0,075	0,090	0,157
Wismuth	—	0,240	—	—	—	—	—	—
Silber	0,014	0,047	0,036	0,002	0,002	0,007	nicht bestimmt	nicht bestimmt
Zink	—	—	—	—	—	—	Ger. Sp.	—
Nickel	—	Spur	—	—	—	—	—	—
Eisen	Geringe Spur	Spur	—	—	—	—	Sp.	Sp.
Blei (aus dem Abgange)	99,903	99,539	99,882	99,658	99,721	99,901		
	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000		
Specif. Gewicht . . .	11,357	11,322	11,329	11,343	Gewalzt: 11,362; Umgeschmolzen: 11,319	11,332		

C. Eisen.

Roheisensorten, u. z. a) Spiegeleisen des Eisenwerkes Boros Sebes vom Hochofen Monyássa in Ungarn, b) Spiegeleisen vom Eisenwerke Sava in Krain, untersucht von Max v. Lill, c) graues Roheisen von Ludwigsthal in Oesterr. Schlesien, untersucht von H. Sturm, d) und e) tiefgraues Roheisen zum Bessemern von Neuberg in Steiermark, untersucht von M. v. Lill und H. Sturm.

	a	b	c	d	e
Kohlenstoff, chem. gebund.	4.20	4,132	0,765	0,67	0,74
Grafit	—	—	2,645	3,45	3,44
Silicium	nicht	0,420	0,670	1,02	1,25
Phosphor	unter-	0,127	0,270	0,04	0,04
Schwefel	sucht	0,020	0,023	0,02	Spr.
Kupfer	Spur	ger. Sp.	Spur	0,06	0,06
Nickel und Kobalt	Spur	0,046	Spur	Spur	Spur
Mangan	3.34	4,273	0,050	3,26	2,82
Eisen	nicht best.	91,080	95,660	91,60	91,60
		100,098	100,083	100,12	99,95

D. Kupfer.

1. Garkupfermuster, u. z. a) Rosetten, und b) gegossenes Kupfer aus Jochberg in Tirol, untersucht von M. v. Lill; c) und d) Regulus aus Rosetten der Mitterberger Gewerkschaft in Salzburg, untersucht von M. v. Lill; e) Rosetten aus Serbien, untersucht von A. Eschka.

	a	b	c	d	e
Kupfer	nicht bestimt.	nicht bestm.	nicht bestm.	nicht bestm.	99.565
Nickel	0.64	0.55	0.72	0.70	Spur
Kobalt	Spur	—	Spur	Spur	Spur
Eisen	Spur	Spur	0.82	0.49	—
Silber	—	—	Spur	Spur	0.006
Antimon	Spur	0.09	Spur	Spur	—
Arsen	Spur	Spur	Spur	Spur	0.102
Schwefel	—	—	—	—	0.261
					99.934

2. Analysen von Schwarzkupfer aus Borsabánya in Ungarn, sowie von den Produkten, welche bei dem im Laboratorium aus-

geführten Versuche, aus dem gerösteten Schwarzkupfer durch Auflösen in Schwefelsäure Silber und Gold abzuscheiden, erhalten wurden, ausgeführt von M. v. Lill und A. Eschka.

Analyse der zum Versuche eingesendeten zwei Schwarzkupfer-Muster:

	a	b
Kupfer	$81{,}_{31}$	$81{,}_{43}$
Blei mit geringen Mengen von Wismuth .	$8{,}_{48}$	$7{,}_{51}$
Eisen	$4{,}_{76}$	$6{,}_{50}$
Zink	$0{,}_{86}$	$0{,}_{80}$
Kobalt mit geringen Mengen von Nickel . .	$0{,}_{44}$	$0{,}_{44}$
Antimon	$0{,}_{70}$	$0{,}_{84}$
Arsen	$1{,}_{13}$	$0{,}_{85}$
Silber	$0{,}_{317}$	$0{,}_{322}$
Gold	$0{,}_{011}$	$0{,}_{012}$
Schwefel	$0{,}_{88}$	$0{,}_{80}$
Der von der oberflächlichen Oxydation des Schwarzkupfers herrührende Sauerstoff und Abgang bei der Analyse	$1{,}_{112}$	$0{,}_{496}$
	$100{,}_{000}$	$100{,}_{000}$

50 Gramme der zu grobem Mehle zerriebenen Schwarzkupfer wurden in der Muffel durch 2 Stunden geröstet. Nach dem Rösten betrug die Gewichtszunahme:

bei a) . . . $22._{92}\%$

bei b) . . . $22._{04}\%$ des ursprünglichen Schwarzkupfers.

Jede der beiden gerösteten und zerriebenen Mehlposten wurde in 200 CC. erwärmter, verdünnter Schwefelsäure von $1._{252}$ spec. Gew. (1 Volumtheil concentrirte Schwefelsäure von $1._{84}$ auf 3 Volumtheile Wasser) nach und nach eingetragen.

Bei Anwendung von Kochhitze war die Zersetzung in weniger als einer Stunde erfolgt, worauf mit 300 CC. Wasser verdünnt und die Lösung von dem Rückstande durch Absetzenlassen und Filtriren getrennt wurde.

Die so erhaltenen Laugen wurden auf je 1 Liter verdünnt, wovon die eine Hälfte für die Analyse, die andere Hälfte für die Fortsetzung des Versuchs (Fällung) verwendet wurde.

Die Analyse der Lauge ergab, auf den Liter (entsprechend 50 Gramme Schwarzkupfer) berechnet, folgende Gewichtsquantitäten:

		a	b
Schwefelsaures	Kupferoxyd CuO SO_3	$101._{97}$ Gr.	$102._{06}$ Gr.
"	Bleioxyd	Spur	Spur
"	Eisenoxyd $Fe_2\,O_3\,3SO_3$	$8._{30}$ Gr.	$11._{13}$ Gr.
"	Zinkoxyd	$0._{72}$ Gr.	$0._{73}$ Gr.
"	Kobaltoxydul mit gering. Mengen an schwefelsr. Nickeloxydul	$0._{62}$ Gr.	$0._{64}$ Gr.
Arsensäure	. . . .	$0._{58}$ Gr.	$0._{45}$ Gr.
Antimonsäure	. . . .	Spur	Spur
Silber	. . . .	geringe nicht bestimmbare Mengen	
Freie Schwefelsäure	. . . .	$4._{24}$ Gr.	$1._{97}$ Gr.
	Zusammen	$116._{43}$ Gr.	$116._{98}$ Gr.

In weiterer Verfolgung des Versuches wurden die oben angegebenen Quantitäten von ½ Liter der Lauge, entsprechend 25 Gramm Schwarzkupfer in einer Porzellanschale zum Kochen erhitzt und die **Fällung** mittelst Eisenblech bewirkt, welche bei a in 1 Stunde, bei b in ¾ Stunden beendigt war.

Der Eisenverbrauch betrug hiebei: bei a . . $19,_{15}$ Gramme
" b . . $19,_{60}$ "
also um ein Geringes weniger, als das in der Lösung enthaltene Kupfer.

Das gefällte und ausgewaschene, dann unter Zusatz von Kohle eingeschmolzene Kupfer wog: bei a . . $10,_{18}$ Gramme
" b . . $19,_{93}$ "

Die Analyse des streckbaren, dabei aber doch etwas spröden Kupfers ergab folgende Zusammensetzung:

	a	b
Arsen	$0,_{53}$	$0,_{43}$
Antimon	Spur	Sp.
Blei	Sp.	Sp.
Eisen	$0,_{30}$	$0,_{35}$
Schwefel	$0,_{23}$	$0,_{35}$
Silber	Sp.	Sp.
Kupfer (aus dem Abgange)	$98,_{94}$	$98,_{87}$
	$100,_{00}$	$100,_{00}$

Der Gehalt an Eisen und Schwefel rührt von dem im Cementschlich enthaltenen basisch-schwefelsauren Eisenoxyd her, welches sich beim Auswaschen gebildet hatte und durch Wasser nicht ausziehbar ist. Die nach dem Fällen des Kupfers erhaltene Eisenvitriollauge wurde auf den Gehalt an Kupfer und Arsen untersucht und darin gefunden:

	a	b
Kupfer . .	0,58 %	0,58 %
Arsen . . .	14,47 "	18,64 "

bezogen auf die in der Kupfervitriollauge enthaltenen Mengen oder

	a	b
Kupfer . .	0,47 %	0,47 %
Arsen . .	0,11 "	0,11 "

des ursprünglichen Schwarzkupfers.

Die nach der Behandlung der gerösteten Schwarzkupfer mit Schwefelsäure, Auswaschen und Trocknen erhaltenen Rückstände wogen: a . . . . 6,749 Gramme d. i. 13,498 %
b . . . . 6,084 " " 12,168 " des ursprünglichen Schwarzkupfers.

Die Analyse ergab für 100 Theile des Rückstandes:

	a	b
Kupferoxyd	4,54	1,76
Bleioxyd	59,46	60,56
Wismuthoxyd	0,61	0,90
Eisenoxyd	2,21	2,12
Zink, Kobalt, Nickel .	—	—
Antimonsäure	5,39	7,11
Arsensäure	1,64	1,46
Schwefelsäure	22,78	21,99
Silber	2,185	2,445
Gold	0,090	0,100
	98,905	98,445

Zur leichteren Uebersicht der Vertheilung der einzelnen Metalle in den verschiedenen bei den abgeführten Versuchen erhaltenen Zwischenprodukten wurden die vorstehenden Resultate in folgende Tabellen zusammengefaßt:

	a					b				
	Ursprüngliches Schwarzkupfer	Schwefelsaure Lösung	Rückstand	Zusammen	Differenz	Ursprüngliches Schwarzkupfer	Schwefelsaure Lösung	Rückstand	Zusammen	Differenz
	%	% des ursprünglichen Schwarzkupfers				%	% des ursprünglichen Schwarzkupfers			
Kupfer	81,31	81,04	0,49	81,53	+0,22	81,43	81,11	0,17	81,28	−0,15
Blei	} 8,48	Spur	7,45	} 7,52	−0,96	} 7,51	Spur	6,84	} 6,94	−0,57
Wismuth		—	0,07				—	0,10		
Eisen	4,76	4,65	0,21	4,86	+0,10	6,50	6,23	0,18	6,41	−0,09
Zink	0,86	0,58	0	0,58	−0,18	0,80	0,59	0	0,59	−0,21
Kobalt, Nickel	0,44	0,47	0	0,47	+0,03	0,44	0,49	0	0,49	+0,05
Antimon	0,70	Spur	0,54	0,54	−0,16	0,84	Spur	0,64	0,64	−0,20
Arsen	1,13	0,76	0,14	0,90	−0,23	0,85	0,59	0,10	0,69	−0,16
Silber	0,317	Spur	0,295	0,295	−0,022	0,322	Spur	0,297	0,297	−0,025
Gold	0,011	—	0,012	0,012	+0,001	0,012	—	0,012	0,012	—

Die geringen Zugänge rühren von den unvermeidlichen analytischen Differenzen; die bedeutenderen Abgänge sind vorzugsweise den Verlusten durch Verflüchtigung beim Rösten zuzuschreiben.

Fällversuch.

	a					b				
	Schwefelsaure Lösung	Geschmolzenes Cementkupfer	Eisenvitriol-lauge	Zusammen	Differenz	Schwefelsaure Lösung	Geschmolzenes Cementkupfer	Eisenvitriol-lauge	Zusammen	Differenz
	Percente des ursprünglichen Schwarzkupfers									
Kupfer . . .	81,04	76,72	0,47	77,19	—3,85	81,11	79,71	0,47	80,19	—0,92
Arsen . . .	0,76	0,53	0,11	0,64	—0,12	0,59	0,43	0,11	0,54	—0,05

Die Abgänge sind der beim Einschmelzen erfolgten Verschlackung und Verflüchtigung zuzuschreiben.

E. Nickel.

Würfelnickel aus Joachimsthal, untersucht von M. v. Lill und A. Eschka.

Nickel	71,44
Kobalt . . .	0,86
Kupfer . . .	18,90
Silber . . .	0,12
Eisen	1,34
Arsen	0,55
Kieselsäure . .	3,53
Thonerde . . .	1,55
Mit den Metallen verbundene Sauerstoff, dann geringe Menge von Natron und Verlust	1,71
	100,00

IV. Legirungen.

Patronenhülsen für Ramingtons Hinterladungs-Gewehre; untersucht von M. v. Lill und A. Eschka.

Kupfer . . .	93,47
Zink	6,46
Blei	Spur
Silber . . .	Spur
Eisen	Spur
	99,93

V. Feuerfeste Materialien.

1. Muster von gebranntem Quarz: a) aus Neuberg, b) aus Parschlug, c) und d) aus Köflach, untersucht von F. Hillebrand; e) und f) aus Mürzzuschlag, untersucht von H. Sturm und R. Zahrl.

	a	b	c	d	e	f
Kieselsäure . .	95,39	99,24	99,29	98,99	Nicht	bestimmt
Eisenoxyd . .	0,50				0,34	0,44
Thonerde . .	0,55	0,20	0,03	0,45	Spur	1,56
Manganoxyd .	Spur	Spur	Spur	Spur	.	.
Kalkerde . .	3,36	0,50	0,61	0,40	0,10	0,10
Magnesia . .	0,14	Spur	Spur	Spur	0,20	Spur.

2) Thonmuster aus Gratwein in Steiermark, untersucht von R. Zahrl.

	a	b
Wasser	13,87	12,68
Kieselsäure	46,00	49,75
Thonerde	33,48	30,60
Eisenoxyd	4,07	4,34
Manganoxyd	0,16	Spur
Kalkerde	1,86	1,87
Magnesia	0,60	1,07
Phosphorsäure	Spur	—
Schwefelsäure	—	Spur
Kupfer	Spur	Spur
	100,[illegible]	100,[illegible]

VI. Grafit.

4 Grafitmuster aus den Gruben der Herren A. Eggert & Comp. zu Mugrau in Böhmen, untersucht von A. Eschka.

	a	b	c	d
Kohlenstoff	46,70	57,56	56,75	56,75
Kieselsäure	27,28	22,11	22,25	21,69
Thonerde	9,91	8,88	9,25	9,52
Eisenoxyd	5,37	4,14	3,66	3,59
Eisenoxydul	0,36	0,44	0,42	0,38
Kalkerde	0,56	0,44	0,31	0,46
Magnesia	0,62	0,49	0,40	0,40
Kali	2,14	1,31	2,04	1,78
Natron	0,29	0,20	0,31	0,30
Eisenbisulphuret (Schwefelkies)	2,00	0,99	1,46	1,61
Schwefelsäure	0,78	0,33	0,36	0,48
Phosphorsäure	.	Spur	Spur	Spur
Wasser und geringe Mengen Kohlensäure aus dem Abgange	3,99	3,02	2,79	3,11
	100,00	100,00	100,00	100,00
Der bei 100° C getrocknete Grafit verliert beim Glühen	4,27	3,37	3,39	3,67
Der bei 100° C getrocknete Grafit gibt nach dem Verbrennen Asche	48,23	38,77	39,78	39,38

VI.

Der Gasschweißofen

mit

ebläseluft, Wärme-Regeneratoren und einem Condensator
s schwedischen Eisenwerksbesitzers Herrn Frederik Lundin,
zu Munkfors in Wermland.

Aus

rn kontorets-Annaler für 1866, viertes Heft, frei übersetzt und mit Bemerkungen begleitet von

P. Tunner.

Abweichend von den Methoden, welche in letzterer Zeit bei Ver-
endung der unverkohlten vegetabilischen Brennmaterialien zur Erzeu-
ng der hohen Temperatur zum Schweißen des Eisens, oder anderen
hnischen Operationen in Anwendung gebracht worden sind, und bei
elchen Methoden man das Brennmaterial vor dessen Verwendung
tweder mehr oder weniger vollkommen von dessen hygroskopischem
asser befreite, oder dieses in brennbare Gase zerlegte, ist das
rincip der Lundin'schen Ofenconstruction die directe Verwendung
r Erzeugung der brennbaren Gase, ohne einer vorhergehenden
rocknung. Dieses wird dadurch erreicht, daß die bei der Verbren-
ung gebildete Gasmischung durch eine Abkühlung vom Wasserdampf
freit wird, indem letzterer zur Condensation gelangt. [1]) Ein nach

[1]) Der Erfinder dieses Principes ist jedoch nicht Herr Lundin, denn nach Angabe des Herrn Emanuel Uhlig, in der österr. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen von 1859, Seite 50 und 51, war damals schon durch mehrere Jahre auf der Glashütte der Herren Gebrüder Klein zu Tscheitsch in Mähren ein Glasofen nach diesem Principe, u. z. mit einer sehr schlechten Braunkohle betrieben, die bei 14 Procent Asche und 30 Procent Wasser hatte. Es scheint mir von Interesse zu sein, hier wörtlich an-

diesem einfachen Principe construirter Ofen war seit August v. J. zu Munkfors im beständigen Gang. Man hat bei diesem Ofen die volle Gewißheit erlangt, daß mit Sägespänen von 50 Procent Wassergehalt, d. i. mit solchen, wie sie beim Sägen der in Wasser getränkten Sägblöcke abfallen, eine gleiche und intensive Schweißhitze erzeugt werden kann, und man kann darnach, wie aus den übrigen dabei gewonnenen Resultaten schließen, daß eine gleich hohe Temperatur mit jedem anderen Brennmateriale hervorgebracht werden kann, in so ferne als dessen Wassergehalt die angeführten Procente nicht übersteigt, und dasselbe nicht mehr als einige wenige [1]) Procente Aschenbestandtheile enthält.

Der zur Condensirung des Wassergases vorhandene Condensator fällt das Wasser so vollständig aus, daß das Gasgemenge, wie es den Condensator verläßt, nur 2 höchstens 5 Volumprocente

---

zuführen, was Herr Uhlig über seinen davon abgeleiteten und speciell für den Hohofenbetrieb bestimmten und patentirten Apparat berichtet hat.

„Bei unserem Gasapparate sind alle Uebelstände der früheren schachtförmigen mit Windeinblasung vermieden. Der Generator bekömmt 2 gegen einander geneigte Treppenroste mit circa 50 Quadratfuß Rostfläche, ist daher leicht zugänglich und zu reinigen, ohne daß der Betrieb unterbrochen wird, und der Zug der atmosphärischen Luft wird durch ein Gebläse erzeugt, das einerseits die Gase einsaugt und sie andererseits dem Ofen mit der erforderlichen Pressung zuführt, wodurch nie mehr Luft zugeführt und Gas erzeugt wird, als das Gebläse dem Ofen liefert."

„Zwischen dem Gebläse und den Generatoren ist die Vorrichtung zum Reinigen der Gase angebracht, die sehr einfach durch Wasser bewerkstelliget wird, das wohlfeil und überall zu haben ist. Durch Berührung mit Wasser werden nämlich die Wasserdämpfe, die bei dem starken Wassergehalte der Braunkohlen sehr schädlich einwirkten, consolidirt und niedergeschlagen, und es fällt auch alle etwa mitgerissene Asche nieder. Da sich Schwefelsäure in jedem Sättigungsgrade mit Wasser leicht verbindet, so werden auch die Gase von dem Schwefelgehalte der Braunkohle, der sich im Generator in schwefelige und unterschwefelige Säure verwandelt, befreit und der Ofen bekömmt nur den reinen Kohlenstoff der Kohle in Gasform zugeführt."

Aus dieser kurzen Angabe älterer Thatsachen und der folgenden Beschreibung nach Herrn Lundin wird sich leicht beurtheilen lassen, was derselbe bei seinem Gasschweißofen als neue Erfindung aussprechen kann. P. T.

[1]) Bei dem in Tscheitsch für den Gasgenerator saugend wirkenden Gebläse wird Brennmterial mit 14 Procent Asche ohne Anstand verwendet, weil dabei das Rostputzen nicht gehindert ist. P. T.

Wassergas enthält. Denn, durch die Abkühlung und die darauf folgende Reinigung des Gasgemenges von allem fein vertheilten Wasser, welches mechanisch mitfortgerissen wird, kann dasselbe keine größere Menge Wassergas enthalten, als seiner Sättigung damit entspricht, oder ungefähr gleich viel wie in der warmen Sommerluft enthalten ist.

Das Wasser, womit die Gase abgekühlt und deren Halt an Wasserdämpfen ausgefällt wird, wird fein vertheilt in das Gasgemenge geworfen, und dadurch die Gase zugleich auch von den Aschen- und Kohlenpartikeln gereinigt. Obschon in einem Ofen mit sechs Schweißlöchern in der Woche 1000 bis 1200 Centner (850 bis 1020 Zollcentner) schwer schweißendes und doppelt geschweißtes Eisen erhalten werden, hat sich das Gewölbe über dem Schweißherde doch mehrere Monate gut erhalten, welche lange Dauer, in Vergleich mit anderen Schweißöfen, hauptsächlich der zuletzt erwähnten Reinigung der Gase zugeschrieben werden muß. Die zwei oder drei oberen Ziegellagen der Regeneratoren bedürfen gewöhnlich nach einer Benützung von 4 bis 6 Wochen der Auswechslung, vornehmlich in Folge der Verschlackung durch Eisenoxyd, welches die aus dem Schweißraume kommenden Gase in geringer Menge mitführen. In den darunter liegenden Lagen hat sich eine derartige Verschlackung nicht gezeigt. [1])

Der Ofen besteht aus mehreren ungleichen Theilen, nämlich dem Gasgenerator, dem Condensator, dem Vorwärmofen, dem Schweißofen und der Esse, welche unter einander durch Röhrenleitungen von Roheisen, Platten oder Ziegeln in Verbindung stehen. Diese verschiedenen Theile und ihre Verbindung unter einander sind aus dem auf Tafel II in Figur 1 und 2 im Grundrisse und

[1]) Auf diesen unzweifelhaften und nicht unwesentlichen Vortheil, die längere Dauer der Oefen bei dem Gebrauche der gereinigten Gase, hat meines Wissens vor Herrn Lundin Niemand aufmerksam, vielleicht auch Niemand, wenigstens im Eisenhüttenwesen, die Erfahrung gemacht. Zu diesem Vortheil gesellt sich bei der durch Herrn Lundin zuerst in Verbindung gebrachten Simens'schen Regeneratoren noch der Vorzug der gereingten Gase, daß die vielen Durchbrechungen in den einzelnen Lagen der Regeneratoren sich nicht verlegen und dadurch die sonstigen öfteren Betriebsstörungen, durch die Regeneratoren veranlaßt, beseitigt sind. P. T.

in einem Längenschnitte gezeichneten Ofen zu ersehen.[1]) A ist das zum Gasgenerator führende auf der äußeren Seite des Ofens mit einem Ventil geschlossene Windleitungsrohr, durch das die Luft in das hohle Trageisen B gelangt, welches auf beiden Seiten mit Oeffnungen versehen ist. Auf jeder Seite sind 9 Oeffnungen, zusammen 18 vorhanden, jede mit reichlich 1 Linie Durchmesser. Die Stäbe des horizontalen Rostes C ruhen einerseits auf dem genannten Trageisen und andererseits auf der gegenüber liegenden Mauerkante. Der etwas höher gelegene und geneigte Rost D wird durch die beiden Tragplatten E und F gestützt. G ist eine in doppelter Zahl neben einander angebrachte, gut schließende und mit einem eigenen verschließbaren Spähloche versehene Thüre, und H ist der Füllzylinder für das aufzugebende Brennmaterial und zu dem Ende mit dem aufgesetzten Fülltrichter J versehen. Dieser Trichter ist oben mit dem Deckel K und unten mit dem Konus L geschlossen. Vermittelst der gußeisernen 1·5 Fuß weiten Röhre M stehet der Gasgenerator in Verbindung mit dem Condensator. Bei a und b sind in dieser Röhre 6 bis 7 Linien weite Reinigungsöffnungen durch Bohrung hergestellt, angebracht.

Das Condensationswasser gelangt mit 14 Fuß Druckhöhe durch das Rohr N (im Grundrisse) vorerst zum Seihrohr (dessen Messingtuch per Zoll 8 Drähte hat) und sodann in die aufrecht stehende Röhre O, welche sowohl mit der Armröhre P, wie mit der um ihre Achse beweglichen Röhre Q in Verbindung stehet. Durch die Arme c c und die gebogenen $^1/_8$ Zoll weiten Strahlröhren d d wird das Wasser in den Condensator gepreßt und bei einem Eintritte dadurch in einen äußerst feinen Regen vertheilt, daß sich jeder Wasserstrahl an einer entgegengehaltenen Metallspitze ringsum zerstreut. Die zwei vordersten Strahlröhren sind nach der Kernlinie der aufrecht stehenden Gasröhre, die übrigen aber parallel zu den Seitenwänden des Condensators gerichtet. Die Röhren O und Q sind durch einen Lederschlauch verbunden. Auf diesem Schlauche ist eine Klemme angebracht, wodurch die nach Q gelangende Wassermenge regulirt werden kann; denn das aus dieser Röhre auf den

[1]) Der schwedischen Publication in Jern kontorets-Annaler sind acht Zeichnungsblätter, alles im Detail dargestellt, beigegeben; ich beschränke mich hier jedoch auf die Wiedergabe des Hauptblattes und der dazu gehörigen Beschreibung. P. T.

darunter befindlichen, aus alten Eisenstangen zusammengesetzten Kreuzstoß R niederfließende Wasser soll keine so große Ausströmungsgeschwindigkeit erlangen, daß es herumgespritzt wird. Der genannte Kreuzstoß ruhet zunächst auf den Trageisen f f, und diese sind durch die hohlen Säulen g g unterstützt, und der Zweck desselben ist, die Gase von dem mechanisch mitgerissenen Wasser und Theer zu befreien. Die Röhre Q ist zu dem Ende auf der untern Seite mit 15 oder 16 kleinen (etwa $1\frac{1}{2}$ Linien weiten) in einer Linie stehenden Oeffnungen durchbohrt, und wird durch den Arm p und einen zur Welle des Gebläses führenden Draht langsam vor und zurück gedreht, wodurch die ganze oberste Lage des Kreuzstoßes abwechselnd mit Wasser überseiht wird.

Der Gasgenerator ist außerhalb der Hütte und der Condensator in dessen Nähe, aber innerhalb der Hüttenmauer situirt. Sie sollen nahe beisammen sein, damit die sie verbindende Röhre möglichst kurz ausfällt und leichter von Theer und Asche rein zu halten ist.

Aus dem Condensator werden die Gase durch das aus Platten zusammengesetzte, 1 Fuß weite Rohr T zu dem Ventilkasten geleitet. Der Abstand zwischen diesem und dem Condensator ist gering; allein nichts würde hindern, wollte man nach localen Verhältnissen den Gasgenerator und den Condensator in einiger Entfernung außerhalb der Hütte anbringen, wobei nur beachtet werden müßte, daß das Rohr T etwas geneigt zu liegen käme, am liebsten geneigt zum Condensator, damit die mitfolgenden und sich in dem Rohre absetzenden öligen Bestandtheile nach einer oder der andern Seite, oder aber durch eine an der untern Seite des Rohres T eigens eingesetzte und etwas gebogene Röhre, ablaufen können. Der Ventilkasten hat drei Ventile; eines (h) führt zum Schweißofen, eines (i) zum Vorwärmofen, und das dritte (k) zur Röhre U. Die beiden Gaskanäle V und X münden in eine außerhalb liegende, gemauerte Lade Y, in welcher sich die weißgebrannten Oele sammeln. Bei einem längern Abstande zwischen dem Condensator und dem Ventilkasten würde diese Oellade entbehrlich sein. Zwei mit Deckeln geschlossene Oeffnungen Z Z sind über den Gaskanälen zu ihrer periodischen Reinigung angebracht.

Die in dem schwedischen Originale nach einem größern Maßstabe gezeichneten Vorwärm- und Schweißöfen, wesentlich nach dem

in mehreren technischen Zeitschriften umständlich beschriebenen Principe von Simens gebaut, können hier übergangen werden. Nur einige Eigenthümlichkeiten von den zu Munkfors benützten Oefen der Art sollen namhaft gemacht werden, als

1. daß sie anstatt des alleinigen Luftzuges durch Essen, mit Gebläsewind eingerichtet sind;

2. daß die Regenatoren für die Gebläseluft zunächst dem Schweißraume gelegen sind; und

3. daß die Gasregenatoren einen größern Querschnitt haben als die Windregenatoren.

Die Ziegel, welche das Gitterwerk der Regenatoren bilden, sind im Allgemeinen 16 Linien dick, nur die oberste Lage des Windregenators hat Ziegeln von blos 10 Linien Dicke. Sonder Zweifel würde die fortgehende Wärme vollständiger aufgenommen werden, wenn sowohl die Gas- wie die Windregenatoren nur aus Ziegeln von den zuletzt genannten Dimensionen bestehen möchten; allein in einem solchen Falle dürfte es zur Hervorbringung des nöthigen Zuges geboten sein einen Exhaustor (einen zum Saugen eingerichteten Ventilator) anzubringen, denn schon bei den größern Ziegeln in den Regeneratoren haben die von denselben fortgehenden Gase bloß noch eine Temperatur von ungefähr 300 ° C.

Die Condensatoren können entweder ganz aus Eisen gemacht werden, so wie dies der Fall ist bei dem in der angeschlossenen Zeichnung dargestellten; oder es können der Boden und die Seitenwände aus Ziegeln und Cement, und das Uibrige aus Eisen angefertigt werden, wodurch 500 bis 600 Rdr. (285 bis 342 fl. ö. W.) an Baukosten erspart werden. Um zur periodischen Reinigung der Condensatoren in dieselben zu gelangen, müssen Oeffnungen (in dem Längenschnitte der angeschlossenen Zeichnung bei m und n) vorhanden sein. Diese Oeffnungen sind bloß mit eingesetzten dünnen Kupferblechen geschlossen, damit im Falle einer etwaigen Gasexplosion im Condensator, diese Bleche zersprengt und dadurch alle übrigen Theile geschützt werden.

Die Gesammtkosten eines derartigen Lundin'schen Gasschweißofens mit gemauertem Condensator, schätzt man in Schweden auf 6000 Rdr. (nahe 3500 Gulden ö. W.).

Wenn der Ofen in Gang gesetzt werden soll, müssen vorerst die Regeneratoren des Schweißofens erhitzt werden, so zwar, daß

die obern Lagen derselben ganz braunwarm erscheinen. Mit der zu dem Ende erforderlichen Feuerung muß, bei einem vollends abgekühlten Ofen 8 Stunden früher begonnen werden, als man den Ofen im vollen Gang haben will, und sie ist nothwendig, um Gasexplosionen im Ofen zu vermeiden, welche sonst eintreffen können, wie Gase und Wind zuerst in den Ofen gelassen werden. Die Feuerung wird am besten mit trockenem Holze, Brändern oder anderm trockenen Brennmateriale vorgenommen. Um hierbei ein Zerspringen der obern Steine oder Ziegel in den Regeneratoren zu vermeiden, muß Anfangs vorsichtig gefeuert werden, indem während der ersten Stunde bloß bei den mittlern zwei Schweißlöchern (deren im Ganzen sechs vorhanden sind) geheizt wird, während die übrigen mit losen Steinen gut geschlossen erhalten werden. Damit kein zu starker Zug durch die zwei offen gelassenen Arbeitsöffnungen (Schweißlöcher) entsteht, so hält man diese durch das zur Feuerung verwendete Holz selbst theilweise geschlossen, wobei also die zur Feuerung erforderliche Luft nur allein durch die noch frei gelassenen Zwischenräume bei den zwei mittlern Oeffnungen Zutritt behält. Die Ventile, welche die Bestimmung haben, die periodischen Aenderungen in der Bewegungsrichtung der Gas- und Luftströmung zu bewirken und deshalb gewöhnlich den Namen Wechselventile führen, werden Anfangs so gestellt, daß alle vier Auslaufskanäle offen bleiben; der zwischen den Regeneratoren und der Esse vorhandene Regulirungsschuber wird beiläufig zur Hälfte geöffnet, und solchergestalt die am Schweißherde erzeugte Wärme allen vier Regeneratoren mitgetheilt. Wenn auch die Esse kalt ist, so wird in deren unterem Theile ebenfalls eine Feuerung angelegt und unterhalten, bis der Essenzug von derjenigen Wärme allein bewirkt werden kann, welche die dahin gelangenden Gase mitbringen, was in der Regel erst nach drei- oder vierstündiger Separatfeuerung der Fall ist. Wenn nahezu das ganze Gewölbe des Schweißofens zu oberst als erwärmt zu erkennen ist, wird die Feuerung der Schweißherde sachte verstärkt, und sogestaltig meist in circa zwei Stunden nach begonnener Feuerung hat sich diese auf alle Arbeitsöffnungen erstreckt.

Ueberhaupt soll man beim Anfeuern des Ofens allzeit in Acht nehmen: daß im Anfang sachte gefeuert wird, damit die Regeneratoren nicht springen; daß mit möglichst trockenem Holze

gefeuert wird, damit sich auf dem Anfangs kalten Ziegel- oder Steinmateriale nicht Wasser niederschlägt und eingesaugt wird, was bei der nachfolgenden starken Erhitzung schädlich werden könnte; daß die Feuerung gleichmäßig vermehrt werde, damit nicht in einer Periode eine heiße Flamme und gleich darauf ein kalter Luftstrom die Regeneratoren durchströmen kann; und schließlich, daß die Feuerung in dieser Art fortgesetzt werde, bis die Regeneratoren so heiß geworden sind, daß die Gase, nachdem sie den Regenerator durchströmt haben, von dem in gleicher Weise vorgewärmten Winde bei ihrer Begegnung im Schweißraume sogleich entzunden werden. War der Ofen beim Anfeuern aber noch von der letzten Arbeitsschicht warm, wie dies gewöhnlich der Fall ist, wenn der Ofenbetrieb am Samstag Abends eingestellt und am Sonntag Nachmittags wieder angefeuert wird, können die Gase bei richtiger Wartung der Feuerung schon nach zwei oder drei Stunden zugelassen werden, und nach 6 oder 7 Stunden hat der Ofen die zum Schweißen nöthige Hitze erlangt. Bei einem neuen Ofengewölbe, oder neu eingesetzten Regeneratoren, muß beim ersten Anfeuern noch mehr Sorgfalt verwendet werden, und darf das Feuer keine wesentliche Verstärkung erhalten, bevor nicht alle Wasserdämpfe aus dem Gewölbe fortgetrieben sind.

Das Anfeuern des Vorwärmofens geschieht in derselben Art und Weise wie bei dem Schweißofen, nur wird damit um eine Stunde oder etwas mehr später als bei diesem begonnen.

Ungefähr eine Stunde zuvor, als der Schweißofen genügend warm wird die Gase aufzunehmen, wird im Gasgenerator Feuer gemacht. Zu dem Ende werden Holzabfälle, Hobelspäne, kurz abgeschnittene und klein gespaltene Scheiter oder anderes dergleichen Brennmateriale auf den Rost geworfen, bis dieser 4 oder 5 Zoll hoch davon bedeckt erscheint. Darauf kommen glühende Kohlen oder anderes Feuer, je mehr desto besser, worauf sofort das Gebläse in Gang gesetzt wird. Kurz zuvor wird das Condensationswasser in Bewegung gebracht, und das Ventil k des Ventilkastens geöffnet, damit die gebildeten Gase, wie die im Gasgenerator, im Condensator und den Röhrenleitungen befindliche Luft durch die Röhre U entweichen können. Es ist von großer Wichtigkeit, daß die übrigen Gasventile, welche die Leitungen zu den angefeuerten Oefen absperren, sehr gut geschlossen sind; denn bevor die Gase

den übrigen Apparat ausgefüllt und die meiste Luft daraus verdrängt haben, ist die Gasmischung von explosiver Beschaffenheit, und gelangt sie in diesem Zustande zu einem der angefeuerten Oefen, so kann eine Explosion entstehen. Gelangt gleichwohl aus irgend einem Versehen die explosive Gasmischung zu einem der Oefen, und geschieht in Folge dessen eine Explosion, so ist das Schlimmste, was dadurch herbeigeführt wird, daß die vorhin angeführten Kupferbleche, welche hauptsächlich aus dieser Ursache zum Schließen der Reinigungsöffnungen des Condensators eingesetzt worden sind, zersprengt werden, aber eine Unterbrechung des Anfeuerns über die kurze Zeit hinaus, welche zum Einsetzen neuer Kupferbleche erforderlich ist, wird dadurch nicht nothwendig. Sind die Oefen einmal im vollen Gange, so kann eine Explosion nicht mehr geschehen.

Bald nachdem das Gebläse in Gang gesetzt ist, wird nochmals einiges trockenes und leicht entzündliches Brennmaterial auf den Rost nachgetragen, und so wie sich das Feuer über die ganze Rostfläche verbreitet zeigt, wird der Gasgenerator mit Sägespänen so hoch gefüllt, daß dieselben im Füllcylinder ein oder zwei Fuß hoch liegen, in welcher Höhe dieselben auch im weitern Verlaufe des Feuerns und Nachfüllens fort erhalt:n werden. Stehen Sägespäne von verschiedenen Graden der Feuchtigkeit zur Verfügung, so werden im Anfange die am wenigsten feuchten verwendet; denn es ist wichtig, daß die Gasbildung auf der ganzen Rostfläche vor sich gehet, weil sonst an denjenigen Stellen, wo nicht brennende Späne sich befinden, unzersetzte Luft durchdringt, und als Folge davon sodann eine Gasverbrennung im Generator zu Stande kömmt. Die schlechteren Sägespäne, oder solche, die über 55 Procent hygroskopisches Wasser enthalten, werden mit Holzspänen gemengt, wenn für die erste Füllung des Generators bessere Sägespäne sich nicht vorfinden. Sägespäne, bei denen der Wassergehalt auf 60 Procent und darüber steigt, können ohne Mengung mit besseren Sägespänen oder anderem Brennmateriale erst dann verwendet werden, wenn der Ofen bereits mindestens 24 Stunden im Gange sich befindet; denn die erste Bedingung für die Verwendbarkeit eines Brennmateriales ist natürlich, daß dessen eigene Verbrennung damit unterhalten werden kann, was bei Spänen vom zuletzt erwähnten Wassergehalte nur unter gewissen Verhältnissen der Fall zu sein scheint. Säge-

späne, welche auf einem trockenen Platze unter Dach gelagert, durch die eintretende Selbsterwärmung getrocknet wurden, pflegen, nachdem sie sich wieder abgekühlt haben, 27 bis 30 Procent hygroskopisches Wasser zu enthalten. Sie haben demnach einen höhern Wassergehalt als das lufttrockene Scheiterholz, welches gewöhnlich nur bei 20 Procent Wasser enthält. Mit einiger Uebung, die bald erlangt ist, kann man nach der Farbe und dem Geruch der Sägespäne deren Wassergehalt, wenigstens auf 4 oder 5 Procent genau, beurtheilen. Sägespäne, die 60 Procent und mehr Wasser enthalten, sind von dunkler Bronzefarbe, fühlen sich in der Hand schwer und feucht an, und haben einen schwach säuerlichen Geruch. Die durch Selbsterwärmung getrockneten Späne haben eine licht goldbraune Holzfarbe und beinahe gar keinen Geruch. Die neuerzeugten Sägespäne entgegen, welche, falls sie von ganz feuchten Sägehölzern kommen, 45 bis 50 Procent Wasser enthalten, sind die lichtesten und haben einen angenehmen Geruch, der an Mandeln und Terpentin erinnert, besonders dann, wenn die Späne einige Tage im Haufen gelegen und dadurch schon etwas erwärmt sind.

Nachdem der Gasgenerator gefüllt ist und die Gaserzeugung eine halbe oder höchstens eine Stunde im Gange war, können die Gase zu den Oefen geleitet werden, zu welchem Ende vorerst die Wechselventile nach einer Seite gestellt werden und das Ventil für die Verbrennungsluft etwas geöffnet wird. Der bisherige Ausweg der Gase durch die Abzugsröhre U wird nun geschlossen und gleichzeitig das Gasventil zum Schweißofen geöffnet; ungefähr in einer Stunde später werden die Gase auch nach dem Vorwärmofen geleitet. Die Menge der Verbrennungsluft, ingleichen die Gasentwicklung und die Gasvertheilung zwischen beiden Oefen muß nun so regulirt werden, daß die Flamme in den Oefen die größtmöglichste Ausdehnung erlangt, unter der Voraussetzung jedoch, daß gleichzeitig die Verbrennung so vollständig als möglich erfolgt.

Will man das Anwärmen beschleunigen, so hat sich als vortheilhaft erwiesen, wenn man die erste gelinde Feuerung mit Holz bei den Arbeitsöffnungen des Schweiß- und Vorwärmofens auch dann noch fortsetzt, wenn die Gase sich entzunden haben, weil dadurch die Ausdehnung der Flamme größer wird und die Regeneratoren schneller erhitzt werden. Der Zug der Esse muß nun genau beobachtet und regulirt werden, die kleinern Arbeitslöcher des

Schweißofens werden mit losen Ziegeln, die größern Arbeitsöffnungen des Vorwärmofens aber mit den daselbst angebrachten Arbeitsthüren geschlossen. Wird dann und wann einer der Oefen zur Nachsicht geöffnet, so soll weder das Gas aus dem Ofen, noch weniger die äußere Luft in denselben strömen. Die Wechselventile werden alle fünf Minuten umgestellt, welche Arbeit bisher durch zwei eigene Leute besorgt wird, die schichtenweise sich ablösen, obschon zu erwarten stünde, daß mittelst eines einfachen Mechanismus diese Arbeit von der Gebläsewelle aus besorgt werden könnte.

Nachdem die Schweißarbeit einmal im Gange ist, gehet dieselbe gewöhnlich ungehindert fort bis zum Schluß der Woche. Alle Tage einmal wird der in einer außerhalb des Condensators situirten Lade angesammelte Theer ausgeschöpft, und am Schluß der Woche muß bisweilen die von dem Gasgenerator zum Condensator führende Röhre gereiniget werden. Beide diese Arbeiten werden während der Ofen im Gange ist vorgenommen; wenn jedoch bei den Wechselventilen unter der Woche eine Reinigung erforderlich werden sollte, was bisweilen vorkömmt, so wählt man dazu die Zeit des Schichtenwechsels der Arbeiter, wo diese Reinigung gleichzeitig mit den nöthigen Nachhilfen bei dem Ofen bewerkstelliget wird.

Eine Reinigung des Gasgenerators (bei Sägespänen als Brennmateriale) vor Schluß der Woche wird nicht nothwendig. Beim Schluß der Woche läßt man die Sägespäne langsam niederbrennen, wornach die Ziegel zwischen beiden Trageisen fortgenommen und die Röste gereiniget werden. Mit dem Aufgeben der Späne wird gewöhnlich eine Stunde vor Schluß der Arbeit aufgehört. Das sogenannte Seihrohr, welches das Condensationswasser reiniget, fordert besonders im Herbst und Frühjahr eine öftere Reinigung, weil das Wasser in diesen Jahreszeiten am meisten Eis, Laub und andere Stoffe mitführt, welche das Seihtuch verlegen. Der Lederschlauch, welcher das Wasser aus der aufrechtstehenden Zuführungsröhre in die zu oberst liegende, bewegliche Röhre leitet, dient als zureichend sichere Probe für den Wasserdruck, aus dem man bald gelernt hat zu urtheilen, in wie ferne der Wasserzufluß zureichend ist oder nicht.

Diese von Herrn Lundin selbst gelieferte Beschreibung seines mit Sägespänen gespeisten Gasschweißofens ist in dem schwedischen

Originale von zwei gesonderten Gutachten schwedischer Fachmänner begleitet, welche zur nähern Würdigung des Gegenstandes hier in der Hauptsache ebenfalls wiedergegeben werden sollen, um so mehr, als in der vorausgeschickten Beschreibung über die Betriebsresultate sehr wenig gesagt ist.

Das erste dieser Gutachten ist von den Direktoren des schwedischen Gewerkenvereines, den Herren L. Rinman und E. Westman an die Bevollmächtigten des Gewerkenvereines erstattet, in deren Auftrag die genannten Direktoren den mehrgenannten Ofen und seinen Betrieb zu Munkfors, in der Zeit vom 26. November bis 2. December 1865 beobachtet haben. Dieses Gutachten lautet im Wesentlichen folgend:

„Dieser ganze Apparat bezeuget umfassende Studien und Erfahrungen, und ist in allen seinen Theilen einfach und zweckmäßig. Man erkennt darin natürlich sowohl die Idee der Schweißung mit Gasen von G. Ekman, als jener von John Ericsson über Ansammlung der Wärme, welche bei diesem Apparate in einem Theile des Condensators, wie in den Simens'schen Regeneratoren benützt ist. Die Methode für die Verbrennung der Sägespäne und die Idee, aus den Gasen durch Abkühlung den Wassergehalt abzuscheiden, sind Herrn Lundin's Eigenthum.[1])

Bei der Wassereinleitung in den Condensator ergeben sich bisweilen Hindernisse, dadurch veranlaßt, daß das Wasser Baumnadeln und andere Unreinigkeiten führt; allein dieser Anstand ist leicht zu entdecken, theils durch die Temperaturerhöhung, welche die aus dem Condensator ziehenden Gase in einem solchen Falle erhalten, theils durch einen einfachen Apparat, welcher den verminderten Abfluß des Wassers aus dem Condensator anzeigt. Bei einer unordentlichen Nachfüllung der Sägespäne, oder wenn diese längere Späne oder Splitter mit sich führen, können mitunter Ungleichheiten in der Gasentwicklung entstehen, welche sich darin zeigen,

[1]) Daß das Letztere nicht richtig ist, habe ich schon Eingangs der vorliegenden Beschreibung nachgewiesen, womit ich aber nicht beweisen will, daß Herr Lundin nicht selbstständig, ohne von den veröffentlichten Angaben des Herrn Uhlig etwas zu wissen, auf diese ohnehin sehr nahe liegende Idee später gekommen ist. Die näher beschriebene Einrichtung des Condensators, die unzweifelhaft sehr gut genannt werden muß, ist meines Wissens jedenfalls Eigenthum des Herrn Lundin. P. T.

daß die Gase in gewissen Augenblicken durch die Arbeitslöcher beim Schweißofen heftig herausgeblasen werden. Bei Verwendung von reinen Sägespänen für sich allein, oder auch von abgesonderten gröbern Holzspänen, kommen diese Angelegenheiten nicht vor, wenn anders das Nachfüllen ordentlich geschieht.

Im Condensator sammelt sich der größte Theil vom Theer, welcher nahe ½ Procent vom Gewichte der Sägespäne beträgt. Derselbe fließt über dem Wasser und kann abgeschäumt werden. Eine Seite des Condensators ist zu unterst offen, so daß das Wasser und der Theer in ein kleines außerhalb befindliches Reservoir ausfließen können, aus welchem das Wasser bei einer bestimmten Höhe abfließt. 27 Kannen (nahe 49 Wiener Maß) Wasser fanden wir als die per Minute abfließende Menge, und die Temperatur desselben ist von 2 Grad auf beiläufig 25 Grad C. gestiegen. Der Theer führt Wasser und Holzessig mit sich, von welchen er durch vorsichtiges Erwärmen und Abschäumen befreit werden kann.

Weiter zurück folgt die Berechnung in Bezug der Condensation des Wassergehaltes der Gase, welche auf einer näheren Bekanntschaft mit der Zusammensetzung dieser Gase gegründet ist, und welche zeigt, daß die Wassermenge, so erforderlich ist, um das in einer gewissen Menge verbrannter Sägespäne enthaltene Quantum Wassergas zu condensiren, sehr nahe übereinstimmt mit der in Wirklichkeit durch Messung gefundenen Menge.

Ueber die zu Munkfors bis dahin [1]) erlangten ökonomischen Resultate kann man mit voller Bestimmtheit ziffermäßige Berechnungen nicht wohl anstellen. Diese Resultate werden hinterher immer mehr verbessert, in dem Maße als mehr Vertrautsein mit der Manipulation gewonnen wird, und insbesondere werden sich dieselben verbessern, wenn der damals in der Aufstellung begriffene fünfte Streckhammer in Gebrauch kömmt. Die bis dahin gebrauchten 4 Hämmer, von welchen die zwei schwereren mit 10 Centner (oder 850 Pfund Zollgewicht) zur ersten Schmiedung, und die zwei leichtern mit 8 Centner (oder 680 Zollpfunde) zur vollendeten Schmiedung dienen, sind so vollauf beschäftiget, daß sie nicht so

[1]) Das ist zur Zeit, als die Herren Rinman und Westman Munkfors besuchten.

viel ausrecken können, als der Ofen zu schweißen vermöchte. Das Resultat der letzten Woche vor unserer Ankunft war folgendes:

In 6 Tagen wurden von den Dimensionen 3 und $^5/_8$ Zoll, $3^1/_4$ und $^5/_8$ Zoll, $2^1/_2$ und $^5/_8$ Zoll, 4 und $^{11}/_{16}$ Zoll, und etwa $^1/_5$ Stahl- und Materialeisen für den eigenen Bedarf, 1001 Centner (850 Ctr. 85 Pfd. Z. G.) Stabeisen, mit zwei Schweißhitzen, mit 0·33 Tonnen (1·8 W. Cubikfuß per W. Ctr.) Kohle zum Vorwärmen [1]) und nahe 1 Tonne Sägespäne zum Schweißen per Centner, und mit 12·2 Procent Eisenabbrand, erzeugt. Das Wochenergebniß während unserer Anwesenheit (d. i. vom 26. Novemb. bis einschließlich 2. December 1865) war 1102 Centner (93670 Zollpfunde) ausgeschmiedetes Stabeisen, 77 Centner (6545 Zollpfunde) Schopfenden und 4 Centner (340 Zollpfunde) Ofenschalen, erhalten aus 1318 Centner (1120 Ctr. 30 Pfd. Zollgewicht) Schirbeln (Maßeln); also ergibt sich ein Eisenabbrand von 10·93 Procent, und ein Kohlenaufwand von 0.82 Tonnen per Centner (oder ungefähr 5 W. Kubikfuß per W. Centner), wenn man eine Tonne Kohle als Aequivalent für zwei Tonnen Sägespäne rechnet. Ein Cubikfuß Sägespäne wiegt bei 11 Pfd., jedoch variirend nach dem ungleichen Wassergehalte, und enthält immer an 3 Pfd. Kohle, indem das Wasser das Volumen der Späne nicht merklich verändert. Zwei Tonnen Sägespäne sollen demnach 38 Pfd. Kohle enthalten, wo entgegen eine Tonne Holzkohle, welche in dieser Gegend durchschnittlich 55 Pfd. wiegt, höchstens 47 Pfd. reine Kohle enthält. Zwei Tonnen Sägespäne können deshalb höchstens gleich $^4/_5$ Tonnen Holzkohle gerechnet werden, und in Anbetracht dessen muß richtiger gesagt werden, daß der Kohlenverbrauch nicht 0·82, sondern 0·72 Tonnen per Centner (oder nahe $4^1/_2$ Cubikfuß nach Wiener Maß und Gewicht) war. — Alles Stabeisen wird mit zwei scharfen Hitzen geschweißt und mit besonderer Genauigkeit gereckt und geschlichtet. Zur Vergleichung kann noch angeführt werden, daß die sonst gewöhnlichen Resultate zu Munkfors bei Verwendung der Kohlengasschweißöfen waren: 533 Centner ausgeschmiedete Maßeln

---

[1]) Der neue Vorwärmofen ist erst seit Anfang 1866 in Gang, und ist nach Herrn Lundin's Angabe seit dieser Zeit der Bedarf an Sägespänen zum Vorwärmen und Schweißen per Centner Stabeisen von 10 bis 13 Cubikfuß wechselnd, d. i. 11 bis 14 W. Cubikfuß per W. Centner.

(Schirbeln, Luppenstücke) per Woche, mit einem Aufwande von 0·88 Tonnen Holzkohlen per Centner, und 11·97 Procent Eisenabbrand. Das Arbeitspersonale für den neuen Ofen ist verdoppelt worden.

Obwohl es dem Herrn Lundin, durch seinen hier beschriebenen patentirten Condensator gelungen ist, sein Ziel, die Befreiung der Sägespäne von nahezu ihrem ganzen Wassergehalte zu erreichen, und obgleich die hierdurch abgekühlten Gase ohne weitere Erhitzung, durch Verbrennung mit kalter atmosphärischer Luft eine Verbrennungstemperatur von nahe 2000 Graden geben, welche Temperatur durch eine Lufterhitzung in der gewöhnlichen Art auf 2200 Grade und noch darüber gesteigert werden könnte und solchergestalt sich der Temperatur nähern würde, welche ein Holzkohlengas-Schweißofen hat, wovon später ein Mehreres folgen wird, — so hat gleichwohl die glückliche Mitanwendung der Wärmeregeneratoren einen sehr wesentlichen Theil an dem günstigen Resultate, zu welchem Herr Lundin jetzt gekommen ist. Bloß allein durch die Erhitzung der Gase auf 1200 Grade, von welcher Temperatur wir mit gutem Grunde annehmen, daß sie dem Schmelzpunkte des Roheisens nahe ist, wird eine Erhöhung der Verbrennungstemperatur von 600 Graden gewonnen, daher die erzeugte Temperatur auf mindestens 3150 Grade berechnet werden kann. Selbst dann, wenn der Bestand des Mauerwerkes des Schweißofens bei dieser vermehrten Schweißhitze bloß gleich oder selbst etwas minder, als früher bei dem Gebrauche von Kohle als Brennmaterial sein würde, so hätte dieser neue Apparat unbestreitbar schon einen so bedeutenden Werth gehabt, daß diese Erfindung unter die wichtigern zu stellen wäre, indem mit einem schlechten Brennmaterial eine erhöhte Temperatur zu Stande gebracht wird; nachdem dazu aber noch kömmt, daß die Dauer des Ofens bei dieser neuen Methode auf einen ganz unerwarteten und zu verwundernden Grad gesteigert wird, so ist mit guten Gründen vorauszusehen, daß der Condensator auch bei Verwendung aller andern Brennmaterialien für die Schweißöfen, welche mit Wärmeregeneratoren versehen sind, sehr gute Dienste leisten werde. Die Kohlenersparung ist gleichfalls eine nothwendige Folge der vermehrten Temperatur. Um diese Kohlersparung zu erreichen, welche wir, sowohl bei Verwendung der Streckhämmer wie der Streckwalzen,

nur mit $^1/_7$ vom gewöhnlichen Kohlenaufwande schätzen wollen, muß man sich Wärmeregeneratoren verschaffen, und um bei diesen die Ventile leicht in Stand zu erhalten, muß man einen Condensator beigeben, welcher außerdem auch noch den Vortheil mit sich führt, daß er durch die Reinigung der Gase die Dauer des Ofens bedeutend erhöhet.

Nach einem Gebrauche von 8 Wochen zeigte sich die Dicke des Schweißofengewölbes bloß von 0·5 auf 0·48 bis 0·47 Fuß vermindert. Während derselben Zeit mußten allerdings die Zwischenpfeiler bei den Arbeitsöffnungen des Schweißofens einige Male erneuert werden, aber hauptsächlich nur weil dieselben durch unaufmerksame Hantirung mit den schweren Maßeln (Schirbeln) mechanisch zerstoßen worden sind. Vom 3. bis 24. December haben sich einige dieser Zwischenpfeiler gut erhalten. Eine feuerfeste Tiegelmasse von $^1/_2$ Zoll Dicke auf die Brücke zwischen Schweißofen und dem nächsten Regenerator gelegt, hat sich zwar aufgebogen, aber gleichwohl ihre scharfen Kanten beibehalten. Der feuerfeste Mörtel an den Seiten der Regeneratoren hat sein ursprüngliches, poröses Aussehen beibehalten. In den Regeneratoren des Schweißofens soll nach Herrn Lundin's Angabe die oberste Ziegellage, welche am meisten der höchsten Temperatur ausgesetzt ist, jede sechste Woche eine Auswechslung erheischen. Wir bemerken hierzu, daß diese Ziegel dünn sind, und die Auswechslung selbst sehr leicht ist. Nachdem man bisher noch nicht mit Sicherheit bestimmen kann, wie lange der Ofen ohne Reparatur zu gebrauchen ist, so ist es schwer in dieser Beziehung eine genaue Vergleichung mit den früher gebräuchlichen Schweißöfen anzustellen. Ein gewöhnlicher Doppel-Schweißofen für Holzkohle braucht nach der allgemeinen Annahme an jährlichen Erhaltungskosten, wenn Ziegel, Thon und die Arbeit einbezogen werden 1000 Rdr. (570 Gulden ö. W. in Silber), und da die Erzeugung beim neuen Schweißofen in Munkfors das Doppelte beträgt, wie beim Erstgenannten, so erscheint alles, was er weniger als 2000 Rdr. gebraucht, als Ersparung. Daß diese Ersparung mindestens 1500 Rdr. per Jahr erreicht, kann mit voller Sicherheit angenommen werden.

Wir fassen die Vortheile dieses neuen Schweißofens in Vergleich mit den bisher gebräuchlichen Gasschweißöfen in folgende Punkte zusammen:

1. Daß in demselben ein bisher werthloses Brennmaterial verwendet werden kann, welches bei den Sägen oft nur Kosten veranlaßt, um sich desselben zu entledigen.

2. Daß derselbe, mit einigen Abänderungen der Feuerstätte und des Generators, sich für alle Brennmaterialien gut eignet, ohne daß diese einem theuern und beschwerlichen Trocknungs- oder Verkohlungs-Processe unterworfen werden.

Dieser Vortheil ist kein geringer, weil hiedurch der Stichtorf anwendbar wird, wenn er nur gerade so weit lufttrocken ist, daß er überhaupt brennt. Herr Lundin hat bereits den Auftrag zum Baue eines solchen Ofens für die alleinige Verwendung des Torfes erhalten. Selbst darin liegt eine Ersparung, daß Holz z. B. von der Länge des Kohlholzes, wenn dasselbe nicht allzu grob ist, ohne weiters verwendet werden kann. Herr Lundin glaubt, daß keine besondern Schwierigkeiten zu besorgen sind, um einen dafür tauglichen Generator einzurichten. Für Steinkohle, wie für Torf, dürfte sich ein Treppenrost am besten eignen.

3. Daß durch denselben ein von Asche und Kohlenpartikeln reines Gas erhalten wird, worauf die größere Dauer dieses Ofens, nach unserer Ansicht wesentlich beruht. Die Kohlentheilchen in den bisher üblichen Schweißöfen mögen auch in nicht geringem Maße zu einem höhern Eisenabbrande beitragen, wenigstens wenn sie in größerer Menge vorkommen, wie dies bisweilen vorkömmt. Wenn man einmal Herrn Lundin's Schweißofen gesehen hat, so findet man, daß in allen Kohlengas-Schweißöfen in nicht geringer Menge Kohlentheilchen vorkommen.

Die Abscheidung des Wassers zu dem Grade, daß bloß an 2 Procent vom Gewichte der trocknen Gase darin verbleiben, stellt die damit zu Stande gebrachten brennbaren Gase vor jenen aus lufttrockenem Holze, welches ungefähr 13 Procent enthält, und selbst vor jenes Gas, das aus Holz erhalten wird, welches bei 100 Graden getrocknet wurde und immer noch bei 7 Gewichts-Procente Wasser enthält. Entgegen die Generatorgase von trockener Holzkohle enthalten nur 1·5 Gewichts-Procente Wasser. Nach vollständiger Verbrennung enthalten die Gase von dem in Rede stehenden Gasschweißofen des Herr Lundin 7 Procent Wasser, mithin weniger als die vollkommen verbrannten Gase von in Oefen getrockne-

tem Holze. Die vollständig verbrannten Gase von trockener Holzkohle enthalten blos bei 1 Procent Wasser.

4. Die Reinigung der Gase von Theer, Kohlenstaub und Asche, in Vereinigung mit der Temperaturserniedrigung derselben hat zur Folge gehabt, daß man ohne die geringste Ungelegenheit die Wechselventile (bei den Wärme-Regeneratoren) aus Gußeisen anwenden kann. Der Versuch, welcher zu Sälboda mit diesen Regeneratoren gemacht wurde, ist in Beziehung auf die Wechselventile bedeutenden Schwierigkeiten begegnet, und man kann sagen, daß erst durch Herrn Lundin's Condensator die Wärme-Regeneratoren, oder wie sie gewöhnlich genannt werden, die Simens-Regeneratoren, in Schweden ihre Verwendung gewonnen haben.

5. Durch die vermehrte Temperatur im Schweißraume ist die Erzeugungsfähigkeit relativ zur Anzahl der Arbeitsöffnungen ungefähr auf das Doppelte erhöht worden, wobei nicht übersehen werden darf, daß in Munkfors sowohl das Schweißen, das Ueberschmieden und das schließliche Vollenden mit außerordentlicher Genauigkeit ausgeführt wird, daher viel Zeit in Anspruch nimmt. Nichts desto weniger läßt sich die Anwendbarkeit dieser neuen Ofenconstruction auch für kleinere Hütten voraussehen, indem ganz wohl auch Schweißöfen mit einer kleineren Zahl von Arbeitsöffnungen nach diesem Plane eingerichtet werden können. Die Erbauungskosten, wie sogleich gezeigt werden soll, sind nicht abschreckend, besonders wenn man ein werthloses oder wenig werthvolles Brennmateriale zur Verfügung hat.

6. Eine bessere und gleichförmigere Schweißung des Stabeisens. Die Schmiede zu Munkfors möchten für keinen Fall wieder zur Schweißung in den Kohlengas-Schweißöfen zurückkehren.

7. Eine Kohlenersparung, welche bei alleiniger Benützung von Holzkohlen zu $^1/_7$ des sonst gewöhnlichen Bedarfes angeschlagen werden kann. Wenn aber unverkohltes Brennmateriale benützt wird, stellt sich die Ersparung natürlich bei weitem höher.

Die Anlagskosten eines solchen Ofens mit allem seinem Zugehör, meist aus Ziegel und nur etwas weniger Gußwaare bestehend (der Condensator kann ganz gut gemauert und bloß mit einem Dach aus Gußeisen hergestellt werden) kann nicht viel mehr als ein sogenannter Doppel-Schweißofen für Holzkohle kosten. Man

kann annehmen, daß, wenn der letztere 5000, der erstere nicht über 6000 Rdr. (3420 fl. ö. W. in Silber) kosten werde.

Werden nun alle diese Umstände zusammen gefaßt, so zeigt sich, daß dieser Schweißofen in allen Beziehungen vor den bisher gebräuchlichen bestimmte Vorzüge hat, und wir glauben, daß nachstehende Kalkulation der Wahrheit sehr nahe stehet, wiewohl die ökonomischen Resultate bisher noch wenig geprüft werden konnten.

Wird die jährliche Erzeugung zu 40000 Centner (34000 Zoll-Centner), und im übrigen die Verhältnisse so wie sie in Munkfors sind angenommen, so ergibt sich die jährliche Ersparung bei der Annahme, daß mit Holzkohlen geschweißt wird, mit $^1/_2$ Procent verminderten Eisenverbrand [1]) macht im Gewichte 200 Centner à 7 Rdr. . . . . 1400 Rdr.

Verminderung der Erhaltungskosten im Gelde . . .	1500	„
Kohlenersparung, $^1/_7$ des sonst gewöhnlichen Bedarfes, d. i. 0·11 Tonnen per Centner oder 366 Lasten Kohle à 5 Rdr.	1830	„
Summa	4730	Rdr.

welche zu 6 Procent Zinsen ein Capital von 78833 Rdr. Reichsmünze repräsentiren.

Werden entgegen Sägespäne verwendet, welche bisher bei den Wassersägen nicht allein keinen Werth hatten, sondern noch bedeutende Kosten verursachten sie durch Verbrennen fortzuschaffen, (bei einem größern Sägewerke haben die diesfallsigen Kosten jährlich 6- bis 8000 Rdr. betragen), so kann die Ersparung um mehr als den ganzen Werth des sonst beim Schweißen erforderlichen Brennmateriales vermehrt werden.

Beträgt der Kohlenaufwand für 1 Centner geschweißtes und ausgeschmiedetes Stabeisen 0·75 Tonnen Holzkohle (d. i. 5·84 W. Kubikfuß und W. Centner) so macht dies für 40000 Centner 2500 Lasten à 5 Rdr. . . . . 12500 Rdr.

hierzu kommen obige 4730 — 1830 = ...	2900	„
Summa	15400	Rdr.

welche zu 6 Procent einem Capitale von 256566 Reichsthaler Reichsmünze entsprechen.

[1]) Den verminderten Abbrand an Eisen leiten wir von der höhern Temperatur und der dadurch veranlaßten schnelleren Arbeit ab.

Hieraus ist annähernd zu ermessen, welche Vortheile diese Erfindung möglicher Weise bieten kann.

Nach unserer Beurtheilung ist Herrn Lundin's Erfindung deshalb aller Aufmerksamkeit von Seite des Gewerkenvereines werth, da dieselbe große Vortheile in der Hüttenökonomie, und zugleich eine vermehrte Güte des Stabeisens mit sich führet."

Herr Rinman theilet außerdem noch mit die Analysen von Proben der Generatorgase zu Munkfors, von welchen zwei (im Nachfolgenden mit A und B bezeichnet) genommen wurden, bevor die Gase durch den Condensator passirt sind, und die dritte (C) aus der Gasleitung vom Condensator erhalten ward, nachdem die Gase also von ihrem Wassergehalte größten Theils befreit worden sind. Von diesen Proben wurden A und B gleichzeitig genommen. Diese Proben ergaben, daß in 100 Volumtheilen trocknen Gases enthalten waren:

	A. (von frisch erzeugten Sägespänen)	B. (von ältern Sägespänen)	C. (von frisch erzeugten Sägespänen)
Kohlensäure	11·3	11·4	11·8
Kohlenoxyd	21·3	19·2	19·8
Wasserstoffgas	10·4	10·4	11·3
Grubengas	4·2	6·3	4·0
Stickstoffgas	52·8	52·7	53·1

Berechnet man die Zusammensetzung, z. B. von der vom Wasser befreiten Gasprobe C, in Gewichtsprocenten, so erhält man:

Kohlensäure	19·6
Kohlenoxyd	20·8
Wasserstoffgas	0·85
Grubengas	2·4
Stickstoffgas	56·3

Herr Rinman schließt nun hieraus, daß nicht die ganze Menge Kohlensäure durch die trockene Destillation aus den Sägespänen gebildet werden konnte, sondern daß mindestens 6·89 von den gefundenen 19·6 Gewichtsprocenten von dem Sauerstoff der eingebrachten Luft kommen, u. z. in Folge der niedrigen Temperatur, welche im Gasgenerator herrscht. Er bemerkt ferners, daß von dem Sauerstoff und Wasserstoff in der Holzmasse der Sägespäne, welche sollten Wasser bilden können, bloß 36 Procent sich zu Wasser ver-

einigten, oder gerade so viel, als man gefunden hat, daß gebildet wird bei der Leuchtgasbeleuchtung aus lufttrockenem Holze. Der Mangel an Elayl in den Gasen kann nur allein der niedrigen Temperatur zugeschrieben werden, bei welcher die Gase gebildet werden.

Der Wassergehalt der Generatorgase war in 100 Gewichtstheilen trockenen Gas 32·86. Wenn die Temperatur im Condensator 22 Grade war, wurde von diesem Wasser so viel condensirt, daß bloß bei 2 Procent zurück blieben. Nachdem in den vom Generator fortströmenden Gasen das Blei immer sehr leicht, und dann und wann selbst das Zink schmilzt, so kann angenommen werden, daß die Gase aus dem Generator kommend bei 400 Grad C. haben.

In der Gasleitung zunächst am Condensator schmilzt niemals das Zink, wohl aber das Blei. Unter der Annahme, daß an der zuletzt erwähnten Stelle die Temperatur der Gase 350 Grade sei, berechnet Herr Rinman, auf Grundlage des bekannten Verbrauches an Sägespänen im Generator und der gefundenen Zusammensetzung der Gase, daß zur Abkühlung der Gase auf 22 Grade und zur Condensirung der vorhin angegebenen Wassermenge, per Minute 32 Kannen Wasser von 2 Graden Temperatur erforderlich sind. Durch die directe Messung hat sich der Wasserverbrauch in der Minute mit 27 Kannen ergeben. Die Differenz erklärt sich daraus, daß die Temperatur der Gase, bei ihrem Austritte aus dem Condensator, sehr variirte und bisweilen sogar bis 40 Grade gestiegen ist. Auch der Wärmegrad des Abkühlungswassers wechselte ziemlich stark und stieg dann und wann bis 35 Grade. Wenn der Vorwärmofen mit im Gange ist, wird der Wasserbedarf natürlich größer, und kann dann zu annähernd 50 Kannen (an 90 Wiener Maß) in der Minute angenommen werden.

Mit Hilfe der gefundenen Zusammensetzung der aus dem Condensator fortgehenden Gase kann weiters berechnet werden:

daß bei der Verbrennung dieser Gase mittelst kalter Luft, eine Temperatur von 1960 Graden entstehen würde;

daß wenn sowohl die Gase wie die zu ihrer Verbrennung erforderliche Luft vorher zur Schmelztemperatur des Roheisens, oder bis 1200 Grade ungefähr, erhitzt werden, wie dies die Herren Rinman und Westman bei dem Schweißofen in Munkfors gefunden haben, durch die Verbrennung eine Temperatur von 3160 Graden

hervorgebracht werde, welche Temperatur um beiläufig 400 Grade diejenige übersteigt, die entstehet, wenn gewöhnliche Holzkohle mit auf 100 Grade erwärmter Luft zu Kohlensäure verbrannt wird;

daß bei Benützung der Sägespäne als Brennmaterial in dem hier besprochenen, vom Herrn Lundin construirten Schweißofen ungefähr die gleich hohe Temperatur zu Stande gebracht wird, wie dann, wenn in demselben Holzkohle angewendet würde, was sich daraus erklärt, daß die Sägespän-Gase weit reicher an Wasserstoffgas und Wasserstoffverbindungen sind, und daß die hohe Temperatur, so diese bei ihrer Verbrennung erzeugen, einigermaßen die Temperaturserniederung ausgleichet, welche durch deren großen Gehalt an Kohlensäure verursacht wird; und

daß mit gewöhnlichen Hohofengasen, wenn diese nach Herrn Lundin's Methode vorher von ihrem Wassergehalte befreit werden, in einem mit Wärmeregeneratoren versehenen Ofen eine Temperatur von annäherud bei 3300 Graden hervorgebracht werden kann.

Diese berechneten Temperaturen können natürlich keinen Anspruch auf absolute Richtigkeit machen; aber sie drücken wenigstens mit hinreichender Genauigkeit das Verhältniß aus zwischen den Wärmegraden, welche unter den angegebenen Voraussetzungen entstehen.

Das zweite Gutachten ist von Herrn Professor V. Eggertz in Fahlun, und gleichfalls an die Herren Bevollmächtigten des Gewerkenvereins erstattet. Der wesentlichste Inhalt desselben ist folgender:

„Auf Grundlage des von den Herren Rinman und Westman, nach einer an Ort und Stelle genommenen genauen Einsicht abgegebenen umfassenden Berichtes über Herrn Lundin's zu Munkfors aufgeführten Sägespäne-Schweißofen sammt Zugehör, scheint mir, kann bezüglich der großen Vortheile kein Zweifel entstehen, welche das schwedische Eisenhüttenwesen davon zu erwarten hat, und über welche Vortheile ich unter folgenden Momenten meine Ansicht aussprechen will.

1. Der Gasgenerator für Sägespäne, welcher nahezu mit den Generatoren übereinkömmt, welche Herr Lundin schon früher zum Kalk- und Ziegelbrennen wie für das Glasschmelzen und

Stahlbrennen benützte, scheint, nach einer für verschiedene Brennmaterialien passenden Veränderung in der Construction, nicht bloß für Holz und Abfälle bei den Sägewerken, sondern ebenso für Torf, Rinden, Kohlenlösche u. d. m. anwendbar zu sein. Was insbesondere den Torf betrifft, so verlautet ohnedies, daß ein solcher unter Herrn Lundin's eigener Leitung bereits in der Ausführung begriffen ist; und wenn, wie mit Sicherheit angenommen werden kann, die Verwendung des Torfes glückt, wovon an vielen Stellen reichliche Niederlagen sich finden, so wird dies ebenso wohl mit der Verwendung der Kohlenlösche gelingen, wovon auf den meisten Eisenwerken alle Jahre bedeutende Quantitäten erhalten werden, und die bisher von sehr wenig Werth waren. Die meisten Torfarten führen nämlich gleich viel, und oft sogar mehr Sand und andere Aschenbestandtheile mit sich, als die Kohlenlösche, welche Verunreinigungen durch ihr Verlegen des Feuerrostes in gewissen Graden hinderlich werden können. Durch Anwendung von Treppenrosten dürfte diesem Anstande am besten zu begegnen sein.

2. Der Condensator — oder die glückliche Erfindung, welche den Hauptgegenstand für Herrn Lundin's letztes Patent ausmachet, und welche so zu sagen das Verbindungsglied ist, durch welches die Anwendung sowohl der Gasgeneratoren (oder der Feuerungsstätten für schlechtere, ungetrocknete Brennmaterialien) wie der Simens'schen Regeneratoren (oder Erhitzungsapparate für die Gase und für den Wind bei ihrem Eintritte in den Schweißofen) möglich gemacht wird, — bestehet in einem Apparat, in welchem (um die von den Herren Rinman und Westman angegebenen Ziffern beizubehalten) die vom Sägespänofen kommenden Gase, welche bei 350 Grad Temperatur haben und 32·8 Gewichtstheile Wasserdampf in 100 Gewichtstheilen trocknen Gasen mit sich führen, einem fein vertheilten Regen von 2 Grad Temperatur begegnen und sodann durch eine mit Wasser abgekühlte Batterie aus Eisenstangen passiren, wodurch ihre Temperatur auf circa 23 Grad niedergesetzt, und ihr Wassergehalt bis auf 2—3 Gewichtstheile Wassergas in 100 Gewichtstheilen trocknen Gasen abgesondert wird.

Das letzterwähnte Verhalten muß sich jedoch in der warmen Jahreszeit anders gestalten, da man in dieser für das Abkühlungswasser nur auf eine Temperatur von nicht weniger als 20 Grad rechnen kann. Mit ungefähr der gleichen Quantität Abkühlungs-

wasser (oder bei 0·1 Kubikfuß per Secunde für den Schweiß- und für den Vorwärmofen berechnet) würde die Temperatur der Gase nicht unter circa 40 Grad herabgesetzt werden können; und bei dieser Temperatur nehmen die Gase schon mehr als doppelt so viel Wasser auf, wie bei 22 Grad. Durch die Verwendung einer doppelten Menge an Abkühlungswasser könnte die Temperatur der Gase jedoch bis ungefähr 30 Grad herabgesetzt und im Verhältniß hiernach auch deren Wassergehalt vermindert werden.

Daß die Schweißofengase so wenig als möglich Wasser oder Wasser bildende Stoffe (wie Wasserstoff und Kohlenwasserstoff) enthalten sollen, scheint auch deßhalb wichtig zu sein, weil der Wasserdampf bei hoher Temperatur einerseits eine Oxydation, Verbrennung des Eisens, und andererseits ein Angreifen, Anfressen der kieselerdehaltigen Ofenmauern bewirken dürfte. Für die durch Wasserdampf in hoher Temperatur bewirkte Verbrennung des Eisens mögen die Resultate, welche durch den Schmiedmeister C. A. Jakobsson erlangt wurden und in Jern kontorets-Annaler von 1864, Seite 121 u. s. w. enthalten sind, einen praktischen Beweis liefern.

In dem vorstehenden Berichte der Herrn Rinman und Westman wird angegeben, daß die Generatorgase von trockenen Holzkohlen bloß 1·5 Procent Wasser enthalten, und ebenso, daß die verbrannten Gase, aus trockener Holzkohle erhalten, nur 1 Procent Wasser enthielten. Nebst 3 Procent Asche, [1]) nimmt Scheerer in der lufttrockenen Holzkohle an, daß sie als Mittelzahl 85 Procent Kohle und 12 Procent hygroskopisches Wasser (einschließlich ein wenig freiem Wasserstoffe) enthalte. Kohlen, die vom Wasser ganz durchdrungen sind wiegen per schwedische Tonne über 1·5 Centner, während trockene Kohlen bloß 0·5 Centner wiegen. Solche ertränkte Kohlen wie die erstgenannten werden auf den Hütten allerdings

[1]) Es ist merkwürdig, wie oft die, wenigstens im Allgemeinen oder als Durchschnitt für unsere auf den Hütten verbrauchten Hölzer und Holzkohlen, unrichtige Angabe der Größe des Aschengehaltes in neuerer Zeit zum Vorschein gebracht wird. Die im Großen zur Verkohlung kommenden Hölzer, d. s. Fichten, Tannen, Lärchen und Föhren, haben durchschnittlich $^1/_4$ Procent, und die daraus erhaltenen Kohlen 1 Procent Aschengehalt. In den viel älteren Werken von Karsten sind die dießfallsigen Angaben über den Aschengehalt richtig; desto auffallender ist es daher, daß die neuern Angaben meistens viel zu große Ziffern bringen. P. T.

nicht zur Verwendung kommen, wohl aber möglicher Weise solche, die dem Gewichte von 0·75 Centner per Tonne nahe kommen. Außerdem hat man das Wassergas in Betracht zu ziehen, welches mit dem Verbrennungswinde in den Schweißofen gebracht wird. In den Verbrennungsproducten muß man also alles das Wasser wieder finden, welches in den Kohlen und in dem Verbrennungswinde enthalten ist, und dieserwegen kann ein Wassergehalt von nur 1 Procent in den Verbrennungsproducten wohl nur ausnahmsweise in Frage kommen.

Betreffend die Dauer des Schweißofens, so scheint es nicht unwahrscheinlich, daß ein größerer Wassergehalt der Gase darauf von Einfluß ist; und zur Unterstützung dieser Ansicht will ich folgende Stelle aus Berzelius Chemie (letzte deutsche Auflage, I. Theil, Seite 667) anführen: „Jeffreys hat gefunden, daß wenn ein starker Strom von Wasserdämpfen in einen Fayenceofen geleitet wird, dessen Temperatur so hoch ist, daß Roheisen darin schmilzt, Kieselsäure mit Wasserdämpfen in solcher Menge verflüchtiget und in Gestalt als weißer Schnee um die Mündung des Rauchfanges wieder sublimirt wird, daß man dieselbe pfundweise sammeln kann."

Der in dem Berichte der Herrn Rinman und Westman angeführte Vortheil des Condensators, wenn derselbe zur Entfernung der Wasserdämpfe aus den Hohofengasen angewendet wird, bevor diese als Brennmaterial für Röstöfen u. dgl. benützt werden, verdient gleichfalls eine Berücksichtigung, indem man weiß, daß die Gase, welche bei Verwendung von nassen Kohlen beim Hohofen erhalten werden, oft in hinderlicher Menge Wasserdämpfe mitführen und weit weniger wirksam sind als jene Gase, welche bei Verwendung trockener Kohlen erhalten werden.

Ein für viele Oertlichkeiten nicht unwesentlicher Vortheil des Condensators ist auch der, daß derselbe nebst dem Gasgenerator ohne Anstand in beträchtlicher Entfernung vom Schweißofen mit seinen Regeneratoren angebracht werden kann.

Schließlich kann angeführt werden, daß der bei dem Condensator des Sägespänofens zu Munkfors gesammelte Theer wöchentlich beiläufig 1 Tonne (6·3 Kubikfuß schwedisch oder nahe $5^1/_2$ Kubikfuß Wiener Maß) beträgt.

3. Der sogenannte Siemens'sche Wärmeregenerator für die Erwärmung der Gase und des Verbrennungswindes auf mehr als

1000 Grad Temperatur, erscheint durch seine Zusammenstellung mit dem Condensator, wodurch abgekühlte und gereinigte Gase erhalten werden, von handgreiflich großen Vortheilen, die er der Eisenfabrikation zuführt. Die Verwendbarkeit der Siemens'schen Regenatoren bei der Stabeisenfabrikation hat man früher beinahe bezweifelt [1]) und in Folge der Schwierigkeiten, welche man mit dem Gebrauche und der Erhaltung der Ventile hatte, indem diese theils durch die Hitze der durchziehenden Gase beschädigt, theils von den mitfolgenden Rauch und Aschentheilen so verunreiniget wurden, daß sie schwer zu bewegen und nicht hinreichend schließend zu erhalten waren. Durch die Abkühlung der Gase in dem Condensator, von 350 Grad auf 20—40 Grad, erleidet der Proceß allerdings einen Wärmeverlust; allein dieser wird sodann durch die Wiedererhitzung der Gase und des Verbrennungswindes von Seite der Regeneratoren auf mehr als 1000 Grad, und bisweilen sogar zu einer Temperatur, bei der angenommen wird, daß das Roheisen schmelzen würde, also mindestens auf 1200 Grad reichlich ersetzt.

4. Der längere Bestand des Schweißofens und die daraus folgende Verminderung der Erhaltungskosten ist als ein wesentlicher Vortheil der mehrgenannten Lundin'schen Ofenzusammenstellung bezeuget worden. Es wird angegeben, daß, während früher das Gewölbe im Kohlengasschweißofen zu Munkfors alle vierte oder fünfte Woche erneuert werden mußte, das Gewölbe im neuen Ofen nach einer Benützung von 8 Wochen, ungeachtet die Temperatur des Ofens eine höhere war, von seiner Dicke nicht mehr als circa $^1/_4$ Zoll verloren hat.

Die Ursache dieses glücklichen Verhaltens wird dem Umstande zugeschrieben, daß die Asche des Brennmateriales durch den Condensator abgeschieden und sogestaltig durch die Gase nicht in den Ofen getragen und an dessen Wandungen und Gewölbe abgesetzt

---

[1]) In Steiermark sind die Siemens'schen Regeneratoren zu Donawitz bei Leoben für einen Schweißofen, und in Neuberg bei einem Puddlingsofen, nach mehrere Monate langen Versuchen wieder abgeworfen worden, obgleich sie sich bei den Gußstahlöfen in Kapfenberg und Eibiswald recht gut bewähren. Durch die Verbindung dieser Regeneratoren mit dem Lundin'schen Condensator würden sich dieselben gewiß auch zum Puddeln und Schweißen mit unsern Braunkohlen bestens bewähren. P. T.

werden, also auch nicht durch ihren Alkaligehalt zum Abschmelzen und Zerstören des Mauerwerkes beitragen kann. Diese Erklärung ist ohne Zweifel richtig; allein es ist zugleich nicht minder wahrscheinlich, daß auch der geringere Wassergehalt der Gase mehr oder weniger dazu beiträgt, wie vorhin gezeigt worden ist, und ebenso der Umstand, daß durch den Condensator eine Menge kleiner Kohlentheilchen abgeschieden werden, muß dazu beitragen, welche sonst den Gasen mit in den Schweißofen folgen, daselbst auf das Eisen niederfallen und ein Sengen verursachen, wodurch kleine Partikeln von oxydirtem Eisen gebildet werden, die nach dem Gewölbe und den Wandungen geworfen das Abschmelzen derselben befördern müssen.

Nach der in Munkfors gewonnenen Erfahrung, daß der Schweißofen mindestens eine doppelt so lange Dauer und ein doppeltes Productionsvermögen im Vergleich mit einem Kohlengasschweißofen erlangt, hat man eine jährliche Ersparung an Kosten für die Erhaltung des Schweißofens von 1500 Rdr. berechnet, wobei die jährlichen Erhaltungskosten für einen gewöhnlichen doppelten Kohlengasschweißofen mit 1000 Rdr. angenommen worden sind. Für einen einfachen Schweißofen werden die Erhaltungskosten auf der Hütte zu Lindernäs, wo ein Walzwerk verwendet wird, per Centner Stabeisen zu circa 0·04 Rdr. (d. i. 3 Kreuzer ö. W. in Silber auf den Wiener Centner), und zu Svartnäs, wo das Ausstrecken mit Hämmern geschieht, auf circa 0·06 Rdr. (4½ Kreuzer per W. Centner) angegeben. Für 40000 Centner jährlicher Erzeugung beträgt dieses in Lindernäs 1600 Rdr., und für 24000 Centner zu Svartnäs 1440 Rdr.

5. Die vermehrte Production und der verminderte Eisenabbrand, in Vergleich mit dem Verhalten bei gewöhnlichen Schweißöfen.

Daß die Temperatur in Schweißöfen mit Regeneratoren, worin die Gase und der Verbrennungswind, vor ihrem Eintritte in den Schweißofen, auf mindestens 1000 Grad erhitzt werden, erhöhet werden muß (welche Erhöhung gemäß der gewöhnlichen Berechnungsart gleich viele Grade beträgt, als der Erhitzung der Gase und des Windes im Regenerator entsprechen) und daß diese Erhöhung ein vermehrtes Produktions- und Schweißvermögen zur Folge haben muß, ist unzweifelhaft; und ebenso klar erscheint es, daß, wenn die Massel (Schirbel) vorerst in einem Vorwärmherd

mit geringerer Temperatur entsprechend erhitzt werden, der Eisenabbrand in dem Maße vermindert werden muß, als die Massel weniger lang in der Schweißhitze zu liegen nöthig haben. [1]) Allein damit stehet in unzertrennlichem Zusammenhang das Leistungsvermögen des Streckwerkes, mit welcher Schnelligkeit das Aushämmern oder Auswalzen erfolgt, und die bereits schweißend heißen Stücke aus dem Ofen kommen. Es ist daher nicht möglich eine genaue, richtige Schätzung des Productionsvermögens und des Eisenabbrandes bei einem andern Schweißofen als einem solchen zu machen, der mit einer vollends zureichenden Zahl von Hämmern oder Walzen versehen ist. Zu Munkfors ist dies nicht der Fall gewesen, und dieserwegen erscheint mir die im vorstehenden Berichte enthaltene Mittheilung bezüglich des Abbrandes, daß derselbe auf circa 11 Procent von frühern 12 Procent niedergegangen sei, nicht geeignet, um als Grundlage für eine verläßliche Berechnung über den verminderten Abbrand zu dienen. Möglicher Weise dürfte diese Herabsetzung als Minimum anzusehen sein. Uebrigens ist ein Abbrand von 11 Procent eher als ein großer, als ein kleiner anzusehen, wofür als Ursache die zu geringe Anzahl von Hämmern zum Ausstrecken angenommen wird, und überdies die allgemein bekannte außerordentliche Genauigkeit, womit zu Munkfors die Schmiedung und Schlichtung des Stabeisens in Verbindung mit sehr starken Schweißhitzen ausgeführt wird.

Der Eisenkalo auf den Hütten zu Svartnäs und Korsän, wo Kohlengasschweißöfen und Hämmer benützt werden, hat sich in den letztern Jahren immer bei 10·5 Procent herum gehalten, und zu Lindernäs, wo sich ein Walzwerk befindet, bei 9 Procent herum. Bei dem Walzwerke zu Smedjebackens war der Eisenkalo im Jahre 1864 bloß 8·4 Procent. Indessen muß bemerkt werden, daß auf

---

[1]) Das Letztere ist nicht ganz richtig; denn es setzt voraus, daß in der geringeren Temperatur des Vorwärmherdes das Eisen nicht oxydirt, nicht verbrannt werde, was nicht der Fall ist. Wenn ein Eisen sehr lange im Vorwärmherd liegen bleibt, so kann der schließliche Eisenabbrand, ungeachtet des kürzern Verweilens am Schweißherde, sogar größer ausfallen, wovon der factische Beweis auf unsern Hütten bei den gewöhnlichen Flammenschweißöfen mit und ohne Vorwärmherd in einer großen Anzahl von Beispielen vorliegt. P. T.

allen diesen Eisenhütten das Eisen von weniger schwer zu schweißender Beschaffenheit ist, als jenes zu Munkfors.

Außer der hohen Temperatur in dem Lundin'schen Ofen muß offenbar auch die in dem Condensator bewirkte Reinigung der Gase von Asche und Kohlentheilchen zu einer leichtern und reinern Schweißung und zu einem verminderten Eisenkalo beitragen, wenigstens nachdem die Schmiede mit den allenfalls nöthigen Veränderungen bei dieser Arbeit vertraut geworden sind.

Das Productionsvermögen des Schweißofens (unter der Voraussetzung, daß die vorhandenen Streckwerke zu folgen vermögen) scheint mit 40000 Centner (34000 Zollcentner) per Jahr keineswegs zu hoch berechnet zu sein, nachdem die Erfahrung gezeigt hat, daß die Wochenerzeugung, welche früher bei den Kohlengasschweißöfen zu Munkfors bei 530 Centner betragen hat, im Sägespänschweißofen auf ungefähr 1100 Centner gestiegen ist. Bei dem Kohlengasschweißofen zu Svartnäs (mit Hämmern) beträgt die Jahresproduction, wie schon einmal bemerkt worden ist, nahe an 24000 Centner, und zu Lindernäs (mit einem Walzwerke) 35 bis 40000 Centner. An diesen beiden Stellen stehen die Schweißöfen einzeln da, d. h. es ist kein Reserveofen vorhanden, um diesen während einer Reparatur des andern gebrauchen zu können.

6. Die Brennmaterialersparung und die Möglichkeit, zum Schweißen des Eisens u. s. w. schlechtere, ungetrocknete Brennmaterialien verwenden zu können.

Der große Vortheil für jeden Eisenwerksbesitzer, welchem Sägespäne und derlei Sägeabfälle nebst anderen schlechteren Brennmaterialien zur Verfügung stehen, ohne vorhergehende Kosten für das Trocknen, dieselben zur Eisenfabrikation verwenden zu können, sind so in die Augen fallend, daß jede weitere Erwähnung darüber überflüssig ist. Was insbesondere die Sägespäne betrifft, haben sich diese als verwendbar erwiesen, wenn sie frisch von der Säge genommen werden, in welchem Zustande sie 47 Procent Wasser enthalten, welches durch die Trocknung bei ungefähr 120 Grad fortgehen würde. Ein bei dieser Temperatur getrocknetes Holz kann angesehen werden, als aus 50 Procent Kohle (nebst 1 Procent Asche) und aus 50 Procent chemisch gebundenes Wasser (einschließlich ein wenig freiem Wasserstoff) zusammengesetzt zu sein, und nachdem 1 Tonne Sägespäne vom genannten Wasserhalte mit einem Ge-

wichte von circa 70 Pfund (oder bei 11 Pfund per Cubikfuß) sich darstellt, so findet sich in 1 Tonne solcher Sägespäne:

Kohle	18·6
chemisch gebundenes Wasser . .	18·6
hygroskopisches Wasser	32·8
	70·0 Pfund.

Die Kohlenmenge einer Tonne Sägespäne ist nahezu immer gleich groß, gleichviel, ob die Späne trocken, oder mehr oder weniger wasserhältig sind.

Wenn man annimmt, daß in lufttrockener Holzkohle 85 Procent reine Kohle enthalten sind, wie dieß im Vorausgelassenen geschehen ist, so muß, da 1 Tonne solcher Kohle 50 Pfund wiegt, darin 42·5 Pfund reine Kohle enthalten sein, oder eben so viel wie in 2·3 Tonnen Sägespänen enthalten ist.

Die Erfahrung zu Munkfors hat gezeigt, daß bei dem Eisenschweißproceß 2 Tonnen Sägespäne im Wärmeeffect 1 Tonne Holzkohlen entsprechen, welches nahe genug mit der vorstehenden Berechnung übereinstimmt, besonders wenn in Betracht gezogen wird, daß theils das durchschnittliche Gewicht einer Tonne Kohle und einer Tonne Sägespäne kaum richtig zu bestimmen ist, theils auch, daß der freie Wasserstoff im Holze die Wärmekraft vermehrt, u. m. a.

Auf dem Domnarfs Sägewerke in Dalarne wird mit 6 doppelten Rahmen, durch circa 180 vierundzwanzigstündige Schichten im Jahre gearbeitet. In jeder solchen Schicht werden über 2000 Tonnen (à 6·3 schwedische oder 5·5 Wiener Cubikfuß) Sägespäne erzeugt und verbrannt; für die 180 Tage kann die ganze Menge mit Sicherheit zu 400.000 Tonnen angenommen werden; diese entsprechen sonach einem Holzkohlenwerthe von 200.000 Tonnen, welche zu 50 Öre ($28^1/_2$ Kreuzer ö. W.) per Tonne (dem gegenwärtigen Kohlenpreise in der Gegend von Fahlun) gerechnet, 100.000 Rdr. geben. Dazu kommen noch zu rechnen die Anlagekosten für den Verbrennungsofen, welche bei 10.000 Rdr. betragen, und die jährlichen Erhaltungskosten mit ungefähr 500 Rdr. Für die Ueberführung der Sägespäne sind täglich 10 bis 12 Personen, meist Frauen, und mit der Wartung des Ofens sind 2 Personen beschäftiget.

Dieses Beispiel beleuchtet sehr klar den Werth des Lundin'schen Patentes für alle Sägewerksbesitzer, von denen eine große Zahl, welche nicht bereits Eisenhütten haben, ohne Zweifel in Zukunft bedacht sein werden, solche oder andere Brennstoff gebrauchende Unternehmungen zu Stande zu bringen.

Eine größere Verwendung als bisher, für das Holz als Brennmaterial für Schweißöfen, scheint ebenfalls mit Sicherheit erwartet werden zu dürfen, wenigstens an allen Stellen, wo dasselbe zur Hütte geschwemmt oder geflößt werden kann, oder dort, wo die Kohlenpreise hoch stehen, weil man sich dadurch nicht allein die Arbeitslöhne der Verkohlung, sondern überdieß den dabei eintretenden Verlust an Kohle erspart, welcher letztere, nach dem Gewichte berechnet, im Allgemeinen eben so groß angenommen werden kann, als die erhaltene Ausbeute an Kohle ist. Vom lufttrockenen Holze wird nämlich angenommen, daß es 40 Procent Kohle, 40 Procent chemisch gebundenes Wasser und 20 Procent hygroskopisches Wasser enthalte, und von dieser Kohle wird durch die Verkohlung wenig mehr als die Hälfte, oder weniger erhalten, wenn das Holz mehr hygroskopisches Wasser enthält. Für die vortheilhafte Anwendung des Holzes muß jedoch der Gasgenerator anders als für Sägespäne construirt sein, um die Kosten zu ersparen, welche eine Zertheilung des Holzes in kleine Stücke verursachen würde.

Im Zusammenhang mit dem Vorstehenden theilt die Redaction der Jern konterets-Annaler weiters mit, daß der schwedische Gewerkenverein dem Herrn Lundin für seine hier besprochene Erfindung eine Belohnung von 20.000 Rdr. (11.400 Gulden ö. W. in Silber) unter den von ihm abgegebenen, folgenden Verpflichtungen zuerkannt habe.

„Nachdem Se. königl. Majestät und des Reiches Handels-Collegium, an den nachgenannten Jahren und Tagen, über nachfolgende von mir gemachte Erfindungen Patente verliehen hat, nämlich:

1859, den 7. December, auf neun Jahre, für einen Ofen zur Verbrennung von Sägespänen, um sie zur Feuerung von Schweiß- und Flammöfen, Stahlöfen, Dampfkesseln, Brennöfen für Ziegel,

Steingut und Kalk, wie für andere Oefen, bei denen eine höhere Temperatur erforderlich ist, anwenden zu können;

1865, den 20. November, auf zehn Jahre, für einen Condensator, anwendbar zur Reinigung der brennbaren Gase von Wassergas, Essigsäure, Schwefelsäure, schwefelige Säure, Kohlensäure, Aschen und Kohlentheilchen, nebst mehreren andern bei Verwendung der Gase schädlichen und unnützen Stoffen;

1866, den 20. Jänner, auf zehn Jahre, auf die Einführung von Kalkwasser in den Condensator, anstatt des reinen Wassers, zu dem Zwecke, um die Gase von Kohlensäure, Essigsäure und Schwefelverbindungen vollkommener zu reinigen; und

1866, den 22. Mai, auf zehn Jahre, für einen Gasgenerator zur Feuerung mit Sägespänen, Torf, Holzsplittern, Kohlenlösche, Rinden und verschiedenen andern Brennmaterialien, wovon jedes für sich, oder zwei oder mehrere gemeinsam verwendet werden;

und nachdem die Herren Bevollmächtigten des Gewerkenvereins, von den ihnen zur Verfügung gestellten Mitteln, mir eine Belohnung von 20.000 Rdr. zuerkannten für meine in den angeführten Patenten enthaltenen Erfindungen, nebst der von mir benützten Art für diese Erfindungsanwendung in Vereinigung mit den sogenannten Wärmeregeneratoren, — erkläre ich hiermit jedem Besitzer eines am Gewerkenverein betheiligten Werkes mit den dazu gehörigen Werkstätten für alle Endzwecke, welche die Bereitung oder Veredlung von Eisen oder Stahl zum Ziele haben, daß sie ohne Hinderniß von meiner oder meiner Rechtsinhaber Seite, alle vorgenannten Erfindungen zugleich mit allen Verbesserungen, welche von mir fernerhin darin gemacht werden, auch wenn ich für eine solche Verbesserung ein Patent erhalten sollte, benützen können; jedoch mit dem Vorbehalte, daß die am Gewerkenvereine Betheiligten, welche auf Grund dessen den Condensator benützen wollen, für einen jeden solchen Apparat mir ein für alle Mal eine Patenttaxe bezahlen, die 1000 Rdr. nicht übersteigt, und wobei zu bemerken ist, wenn bei einem Doppelofen zwei oder mehrere Condensatoren angebracht werden, ohne sie gleichzeitig im Gange zu halten, die Taxe nie höher als 1000 Rdr. sein soll. Hiergegen verbinde ich mich, bei Empfangnahme der bewilligten Belohnung, dem Comptoir des Gewerkenvereines (Jern-Kontoret) von allen diesen Ofenzustellungen vollständige Haupt- und Detail-Zeichnungen abzugeben,

so wie dieselben auf dem Werke zu Munkfors in Wermland von mir angeordnet worden sind, und in dem Maße, als ich damit zu Stande kommen kann, werde ich auch von den Zeichnungen über diejenigen Veränderungen in der bisherigen Zusammenstellung, welche nothwendig werden, wenn ein anderes Brennmaterial, als die bisher versuchten, dabei verwendet werden soll, dem genannten Comptoir ohne besondere Vergütung Copien davon abliefern, damit dieselben für die Theilnehmer am Gewerkenvereine bereit gehalten sind, falls derartige Anlagen von denselben gemacht werden sollen; nur in dem Falle, wenn die Theilnehmer am Gewerkenvereine auf ihr Verlangen von mir, für besondere Localitäten oder Verhältnisse eigens angefertigte Zeichnungen erhalten wollen, behalte ich mir für dergleichen Zeichnungen eine besondere Vergütung nach gepflogener Uebereinkunft bevor.

Um einem etwaigen Mißverständnisse bezüglich meiner vorstehenden Ueberlassung vorzubauen, erkläre ich hiemit ausdrücklich, daß, nachdem die Wärmeregeneratoren nicht von mir erfunden sind, deren Benützung in dieser Ueberlassung nicht inbegriffen ist, sondern ich in dieser Beziehung nur verpflichtet bin, die Art und Weise anzugeben und mit Zeichnungen zu verdeutlichen, in welcher ich gefunden habe, daß die Wärmeregeneratoren mit meinen im Voraus gelassenen beschriebenen Erfindungen am besten mitangewendet werden können.

Stockholm, den 4. Juni 1866.

Fredr. Lundin."

J. L. Neugeboren. Geognostische Skizze von der Offenbánya'er Bergwerksgegend in Siebenbürgen. Verein für Naturwissenschaften zu Hermannstadt Band II. 1851. Nach Herrn v. Hauer (siehe weiter unten) scheint diese Skizze ein Auszug einer im Baron v. Bruckenthal'schen Museum zu Hermannstadt in Abschrift aufbewahrten Ausarbeitung eines ämtlichen Berichtes zu sein, den der verstorbene Inspector des k. k. Hofmineraliencabinets Paul Partsch im J. 1827 dem bestandenen königl. Landesthesaurariate zu Hermannstadt einsandte.

Bernhard v. Cotta. Ueber die Erzlagerstätten von Offenbánya. Freiberger berg- und hüttenmännische Zeitschrift 1861, Seite 155, und Gangstudien, Band IV, Heft 1, 1862, Seite 81—85.

Franz Ritt. v. Hauer und Dr. Guido Stache, Geologie Siebenbürgens 1863, Seite 517—524. In derselben ist der erwähnte Bericht von Paul Partsch in größerer Ausführlichkeit und theilweise wörtlich wiedergegeben, und manche treffende Bemerkung demselben beigefügt.

Der Verfasser des vorliegenden Aufsatzes hat in seiner früheren ämtlichen Stellung in Siebenbürgen vom J. 1830 bis Ende 1840 die Offenbánya'er Gegend und Bergbaue mehrmals besichtigt und befahren, und über die geognostischen und bergbaulichen Verhältnisse mehrere Berichte und Aeußerungen erstattet. Er kennt sonach die dortigen Verhältnisse aus eigener mehrmaliger Anschauung. Durch Einsichtnahme der ämtlichen Berichte, Verhandlungen und Karten aus älterer Zeit ist er schon früher und jetzt neuerdings mit der Geschichte des Offenbánya'er Bergbaues vom verflossenen Jahrhundert an bekannt geworden, und kennt auch aus ämtlichen Mittheilungen die seit dem J. 1841 bis jetzt beim dortigen Bergbaue gemachten Aufschlüsse, unternommenen wichtigeren Arbeiten und deren Erfolge. Wenn er auch seit dem Jahre 1840 diese interessante Bergwerksgegend und Erzniederlage nicht mehr selbst besichtigen und beobachten konnte, so glaubt er doch in ihre Verhältnisse genugsam eingeweiht zu sein, um davon — wenn auch nicht ein vollkommen naturgetreues — doch wenigstens ein um Vieles richtigeres Bild geben zu können, als bisher geliefert worden ist.

§. 2. Der Bergort Offenbánya liegt im westlichen Theile und Gränzgebirge Siebenbürgens im Unter-Weißenburger (Unter-Albenser) Comitate, von der ungarischen Gränze über 2½ Meilen östlich, von den Siebenbürger Städten Klausenburg über 7 Meilen südlich, von Thorda 5½ Meilen südwestlich und von Nagy-Enyed 4 Meilen westlich, alles in gerader Linie, entfernt. Rings von Bergen umgeben, ist es in einem tiefen Thalkessel am rechten Ufer des Aranyosflusses erbaut, der, vom Biharer westlichen Gränzgebirge herabströmend, mit sehr vielen und starken Krümmungen durch das Berggewirre in östlicher Richtung sich durchzieht, und bei Thorda in den Márosfluß einmündet. Die Meereshöhe von Offenbánya wird an der Thalsohle mit 1387 Wien. Fuß angegeben. Im nördlichen Theile der Gegend am linken Flußufer ergießen sich nur zwei größere Bäche in die Aranyos, und zwar beim Dorfe Szártos das Vale Szártosuluj und beim Dorfe Brezest das Vale Brezestuluj, beide östlich von Offenbánya. Die übrigen Wässer dieses nördlichen Reviertheiles sind unbedeutend. Diese Bäche entspringen sämmtlich an dem hohen Gebirgsstocke der Muntele mare, einer Fortsetzung des Biharer Gränzgebirges. Von diesem hochrückigen Wasserscheider des Aranyoser und Szamoser Flußgebietes ziehen sich als Seitenzweige die mehr langgestreckten, oben sanft abgerundeten, an den Gehängen aber steil abfallenden hohen Bergketten der Virvu Burli, Koltzu Lesuluj, Kontz, Oburszi ꝛc. bis zum Aranyosthale hinab, wo sie ebenfalls mit steilen Gehängen jäh abschießen und enden.

Im südlichen Theile des Bezirkes, wegen des eingeschlossenen Bergbaues der wichtigere, nimmt die Aranyos an ihrem rechten Ufer unmittelbar bei Offenbánya zwei Bäche auf, das Vale Csora und Vale Harmoniásza, welche dem sonderbar gestalteten Gebirgszuge entströmen, der den Offenbánya'er Thalkessel fast wie im Halbkreise umgibt, außerhalb des Bezirkes gegen Abrudbánya, Verespatak und gegen Zalathna sich hinzieht und weiter in die Bergwerksgegenden des Landes sich fort erstreckt.

Die Berge, welche den Thalkessel bei Offenbánya einschließen, so der Meltyerku, Turburle, Sindelar, Koltzu Csoranuluj, Paveloja, Mazeratu und Smida, so wie die mehr in Mitte des Kessels gelegenen erzführenden Berge Baja rosia, Gyilkos, Ambru, Vunet u. n. m. a. sind zwar niedriger, als die vorhin benannten Berg-

höhen des nördlichen Theils der Gegend, u. z. blos bis 1000 Fuß über die Aranyos aufsteigend, allein sie zeichnen sich durch ihre äußere Gestaltung weit mehr aus. Mit Ausnahme der an der östlichen Gränze des Bezirkes gelegenen Berge Meltyerku, Turburle, Sindelar, welche ebenfalls mit langen, sanft abgerundeten Rücken sich aneinander ketten, sind die übrigen theils zusammenhängende Kegelberge, vereinzelte spitzige Felsenkämme und Nadeln, oder aufgethürmte Felsenmassen und Plateaux mit prallen steilen Gehängen, welche, alle von einander durch tiefe steile Thäler und Schluchten getrennt, ein romantisches Berggewirre bilden.

Selbstverständlich hängt die Verschiedenheit der äußeren Gestaltung der Berge von ihrer inneren Beschaffenheit ab, und wir erkennen an den hohen langrückigen Bergen mitternächtig und östlich von Offenbánya die Gebilde des Glimmerschiefers und Karpathensandsteines, und im südlichen Theile am rechten Aranyosufer, an den malerischen pralligen Felsenmassen die Kalksteinberge Dealu Ambru, Baja Rosia, Dealu Kapri, so wie an den aneinander gereihten Kegelbergen die Porphyrgebirge Dealu Bunet, Dealu Prunilor 2c. 2c. und an den einzelnen Felsenpartien und hoch aufgethürmten Felsenspitzen die Trachitberge.

Die vorhin benannten Bäche Vale Csora und Vale Harmoniasza nehmen in ihrem bogenförmigen Laufe alle die vielen Bäche und Schluchten dieses Gebirgskessels auf, und führen ihre Wässer der Aranyos zu. Nur ein einziger Bach dieses Bergkessels, Vale Bojilor (Grubenthal), der nächst Offenbánya in das Csora'er Thal einmündet, verdient bemerkt zu werden, weil unmittelbar an seinen Gehängen, so wie an einer Seitenschlucht desselben am Periu Stollnilor (Stollenbach) der Bergbau gelegen ist. Die Wässer dieses Baches sind sehr gering und dienen nicht zu bergmännischen Zwecken; auch jene des Csora'er und des Harmoniaser Thales werden in der Gegenwart nicht benützt, wiewohl sie in alter Zeit zum Hüttenbetriebe verwendet worden waren.

Dafür liefert der Aranyosfluß eine fortwährende Betriebskraft von 135 Pferdekräften, wenn auch nicht für den Grubenbau selbst, wofür sie nicht benützt werden kann, so doch zum Betrieb von Aufbereitungsstätten und Hüttenwerken.

§. 2. Der Bergort Offenbánya liegt im westlichen Theile und Gränzgebirge Siebenbürgens im Unter-Weißenburger (Unter-Albenser) Comitate, von der ungarischen Gränze über $2^1/_2$ Meilen östlich, von den Siebenbürger Städten Klausenburg über 7 Meilen südlich, von Thorda $5^1/_2$ Meilen südwestlich und von Nagy-Enyed 4 Meilen westlich, alles in gerader Linie, entfernt. Rings von Bergen umgeben, ist es in einem tiefen Thalkessel am rechten Ufer des Aranyosflusses erbaut, der, vom Biharer westlichen Gränzgebirge herabströmend, mit sehr vielen und starken Krümmungen durch das Berggewirre in östlicher Richtung sich durchzieht, und bei Thorda in den Márosfluß einmündet. Die Meereshöhe von Offenbánya wird an der Thalsohle mit 1387 Wien. Fuß angegeben. Im nördlichen Theile der Gegend am linken Flußufer ergießen sich nur zwei größere Bäche in die Aranyos, und zwar beim Dorfe Szártos das Vale Szártosuluj und beim Dorfe Brezest das Vale Brezestuluj, beide östlich von Offenbánya. Die übrigen Wässer dieses nördlichen Reviertheiles sind unbedeutend. Diese Bäche entspringen sämmtlich an dem hohen Gebirgsstocke der Muntele mare, einer Fortsetzung des Biharer Gränzgebirges. Von diesem hochrückigen Wasserscheider des Aranyoser und Szamoser Flußgebietes ziehen sich als Seitenzweige die mehr langgestreckten, oben sanft abgerundeten, an den Gehängen aber steil abfallenden hohen Bergketten der Virvu Burli, Koltzu Lesuluj, Kontz, Oburszi ꝛc. bis zum Aranyosthale hinab, wo sie ebenfalls mit steilen Gehängen jäh abschießen und enden.

Im südlichen Theile des Bezirkes, wegen des eingeschlossenen Bergbaues der wichtigere, nimmt die Aranyos an ihrem rechten Ufer unmittelbar bei Offenbánya zwei Bäche auf, das Vale Csora und Vale Harmoniásza, welche dem sonderbar gestalteten Gebirgszuge entströmen, der den Offenbánya'er Thalkessel fast wie im Halbkreise umgibt, außerhalb des Bezirkes gegen Abrudbánya, Verespatak und gegen Zalathna sich hinzieht und weiter in die Bergwerksgegenden des Landes sich fort erstreckt.

Die Berge, welche den Thalkessel bei Offenbánya einschließen, so der Meltyerku, Turburle, Sindelar, Koltzu Csoranuluj, Paveloja, Mazeratu und Smida, so wie die mehr in Mitte des Kessels gelegenen erzführenden Berge Baja rosia, Gyilkos, Ambru, Bunet u. n. m. a. sind zwar niedriger, als die vorhin benannten Berg-

höhen des nördlichen Theils der Gegend, u. z. blos bis 1000 Fuß über die Aranyos aufsteigend, allein sie zeichnen sich durch ihre äußere Gestaltung weit mehr aus. Mit Ausnahme der an der östlichen Gränze des Bezirkes gelegenen Berge Meltyerku, Turburle, Sindelar, welche ebenfalls mit langen, sanft abgerundeten Rücken sich aneinander ketten, sind die übrigen theils zusammenhängende Kegelberge, vereinzelte spitzige Felsenkämme und Nadeln, oder aufgethürmte Felsenmassen und Plateaux mit prallen steilen Gehängen, welche, alle von einander durch tiefe steile Thäler und Schluchten getrennt, ein romantisches Berggewirre bilden.

Selbstverständlich hängt die Verschiedenheit der äußeren Gestaltung der Berge von ihrer inneren Beschaffenheit ab, und wir erkennen an den hohen langrückigen Bergen mitternächtig und östlich von Offenbánya die Gebilde des Glimmerschiefers und Karpathensandsteines, und im südlichen Theile am rechten Aranyosufer, an den malerischen pralligen Felsenmassen die Kalksteinberge Dealu Ambru, Baja Rosia, Dealu Kapri, so wie an den aneinander gereihten Kegelbergen die Porphyrgebirge Dealu Vunet, Dealu Prunilor 2c. 2c. und an den einzelnen Felsenpartien und hoch aufgethürmten Felsenspitzen die Trachitberge.

Die vorhin benannten Bäche Vale Csora und Vale Harmoniaßza nehmen in ihrem bogenförmigen Laufe alle die vielen Bäche und Schluchten dieses Gebirgskessels auf, und führen ihre Wässer der Aranyos zu. Nur ein einziger Bach dieses Bergkessels, Vale Bojilor (Grubenthal), der nächst Offenbánya in das Csora'er Thal einmündet, verdient bemerkt zu werden, weil unmittelbar an seinen Gehängen, so wie an einer Seitenschlucht desselben am Periu Stollnilor (Stollenbach) der Bergbau gelegen ist. Die Wässer dieses Baches sind sehr gering und dienen nicht zu bergmännischen Zwecken; auch jene des Csora'er und des Harmoniaser Thales werden in der Gegenwart nicht benützt, wiewohl sie in alter Zeit zum Hüttenbetriebe verwendet worden waren.

Dafür liefert der Aranyosfluß eine fortwährende Betriebskraft von 135 Pferdekräften, wenn auch nicht für den Grubenbau selbst, wofür sie nicht benützt werden kann, so doch zum Betrieb von Aufbereitungsstätten und Hüttenwerken.

§. 3. Die Gebirgsgebilde, welche die Offenbánya'er Gebirge zusammensetzen, sind der Altersfolge nach:

a) Der Glimmerschiefer.

Er ist das vorherrschende Gestein des Bergbezirkes und tritt in zwei Hauptpartien zu Tage nördlich und südlich von Offenbánya, die, durch einen bei 400 Klafter mächtigen Streifen Karpathensandsteins bedeckt und von einander getrennt, sich nordwestlich vom Dorfe Brezest, jedoch schon außerhalb der Bezirksgränzen, wieder in Eins vereinigt fortsetzen. Die nördliche Hauptpartie gehört schon zum Hochgebirge der Muntele mare, und berührt blos den äußersten nördlichsten Theil des Bezirks, kömmt daher nicht in nähere Betrachtung. In ihr erheben sich die höchsten Berge der Gegend. Die südliche Hauptpartie des Glimmerschiefers, welche von dem nahen Thale Vale Vintzi in den Bezirk tritt, und denselben in einer Mächtigkeit von mehr als 2500 Klafter mitten quer durchzieht, ist im Süden ebenfalls von Karpathensandstein bedeckt und begränzt. In Mitte ihrer Mächtigkeit umschließt sie beträchtliche Massen von krystallinisch körnigem Kalkstein, von Grünsteintrachit und von Trachit, und beherbergt den eigentlichen Sitz der Erzlagerstätten, und ist darum auch von besonderer Wichtigkeit.

b) Kristallinisch körniger Kalkstein.

In Bezug auf Alter und Lagerung dem Glimmerschiefergebirge zwar angehörig, verdient er doch wegen seiner Verbreitung und seines Vorkommens in großen mächtigen Gebirgsmassen, dann wegen seiner Erzführung eine abgesonderte Betrachtung. Theils erhebt er sich aus dem Glimmerschiefer als ansehnliche Berge, Dealu Ambru und Dealu Vunet, und als mächtige Lagerstöcke in mehreren größeren Felsenpartien, die durch ihre Gestalt und ihre prallen steilen Felsenwände der Landschaft ein wild romantisches Ansehen verleihen, so das hohe Kalkplateau Vaja Rosia mit seinen steilen Abfällen, ferner die hohe Felsenkuppe Piatra Kapri und die zackigen Felsen Piatra Pinuluj, Fontina Kapri und Plesa mik, theils ist er in ganz untergeordneter Stellung als schmale Lager vom Glimmerschiefer umschlossen, so in Vale Csora am Berge Juonyeszi, Percu Sztyni,

Costa Vulpi, im Vale Harmoniaſza, beim Dorfe Brezeſt, und noch an vielen anderen Punkten des Bezirkes.

Auffällig iſt das Zerſtreutſein der Kalkberge und Kalkmaſſen in der ganzen Gegend, und liegt davon der Grund theils in der urſprünglichen Ablagerung von vereinzelt zerſtreuten, nicht zuſammenhängenden größeren Kalkmaſſen und Kalk-Lagerſtöcken, theils in den Störungen, denen das ganze Gebirge, mithin auch die Kalkſteine beim Durchbruche und Hervortreten der Maſſen der Grünſteintrachite und Trachite ausgeſetzt waren.

Mehrere Kalkberge ſtehen an Höhe den ſie umgebenden Schieferbergen zwar nicht nach, ſo Baja Roſia und Piatra Kapri, ſie verſchwinden aber gegen die höheren Schiefergebirge der Muntele mare im nördlichen Theile des Bezirkes.

c) Karpathenſandſtein.

Dieſes in Siebenbürgen ſehr verbreitete Gebirgsgebilde erſcheint im nördlichen Theile des Offenbánya'er Bergbezirkes am linken Aranyosufer als ein ſchmaler, bei 400 Klafter mächtiger, auf dem Glimmerſchiefer aufgelagerter und von demſelben beiderſeits begränzter Streifen, der ſich gegen Nordoſt — wie vorhin bereits geſagt — ausſchneidet. Am ſüdöſtlichen und ſüdlichen Theile des Bezirks begränzt und überlagert es ebenfalls den Glimmerſchiefer, von welcher Gränze an es ſich in öſtlicher, ſüdlicher und weſtlicher Richtung weit verbreitet. Außerdem findet es ſich aber auch noch auf einigen Glimmerſchieferbergen, ſo auf dem Metyerku und Dealu Sztyni, am nördlichen Abhange des Alunietile und am nordweſtlichen Gehänge des Runk als vereinzelte Partien von geringem Umfange zerſtreut. Seine Gebirge ſtehen an Höhe den Glimmerſchieferbergen, mit Ausnahme der Hochberge am Muntele mare, nicht nach, ſo der Dumbrava, unmittelbar bei Offenbánya am linken Aranyosufer, dann die Berge Magura, Sindilar, Turburle an der öſtlichen Gränze des Bezirks. Im Ganzen iſt jedoch der Karpathenſandſtein in dieſem Theile des Landes außer aller Beziehung mit dem Bergbaue und nach bisheriger Erfahrung auch ohne alle Erzführung, daher von minderer Wichtigkeit.

d) **Grünsteintrachit** (Grünsteinporphyr) und **Grünsteintrachitbreccie** (Porphyrbreccie).

Dieses an vielen Bergorten Siebenbürgens und Ungarns auftretende, als erzführend bekannte Gebilde läßt auch in dem Offenbánya'er Bezirke sowohl in seiner eigenthümlichen Erzführung, wie nicht minder in seiner Lagerung und in seinen Beziehungen zu den anderen Gebirgsmassen sehr viel Merkwürdiges beobachten. Es tritt nur im südlichen Theile des Bergbezirks am rechten Aranyosufer, in Mitte und rings eingeschlossen theils vom Glimmerschiefer, theils vom Kalkstein, in zwei Partien zu Tage, von denen, wie die Karte zeigt, die größere, sonderbar umgränzt und figurirt, mehr die Höhen einnimmt, die bei weitem kleinere aber nur an den Gehängen des Vale Szotsilor ansteht. Die von ihm zusammengesetzten Berge, die sich gewöhnlich als aneinander gereihte Kegelberge mit spitzigen Gipfeln oder scharfgratigen Rücken hervorthun, sind der Dealu Vunet, Affinis, Ambru, Dealu Prunilor, Plesa mare, von denen aber keiner an Höhe den anderen Bergen gleichkommt. An den Gränzen mit den anderen Gebilden und bisweilen auch in größerer Entfernung von ihnen in Mitte seiner Masse nimmt er verschieden große Bruchstücke von angränzenden und noch anderen Gesteinen auf und gestaltet sich zu einer wirklichen Breccie. Im innigen Zusammenhange steht der Grünsteintrachit mit dem folgenden Gebilde,

e) **Dem Trachite.**

Dieser ist ebenso durch seinen Zusammenhang mit dem Grünsteintrachite, als anderseits durch sein zerstreutes Vorkommen und Emporheben als vereinzelte größere oder kleinere Kuppen, Kegel und auffallende Felsenpartien aus dem Glimmerschiefer und Karpathensandsteine, wie nicht minder auch durch die Mannigfaltigkeit seiner Arten ausgezeichnet. Der Zusammenhang des Grünsteintrachites mit dem Trachite und ihr gegenseitiger Uebergang läßt sich beobachten am Dealu Ambru und Vale Ambru hinauf gegen die hohe spitzige Trachitfelsenmasse des Koltzu luj Lazar und gegen den Piatra Tutti und Zizagur, dann am Dealu Prunilor und Periu Kutzi, am Dealu Káruluj, am Gehänge des Piatra Kapri u. s. w. Als vereinzelte Kuppen, Nadeln und

Felsenpartien von verschieden großem Masseninhalte und ohne nachweisbaren Zusammenhang mit einem anderen Trachite oder mit dem Grünsteintrachite erhebt er sich am Koltzu Bulzuluj bei Szártos, am Csetece, Fontina Kapri und Poirtis aus dem Glimmerschiefer und am Koltzu Csoranuluj aus dem Karpathensandsteine. Als größere zusammenhänge Bergzüge erhebt er sich aus dem Glimmerschiefer am Koltzu luj Jacob, Paveloja, Mazeratu, die auch außerhalb des Bergbezirkes südlich weiter bis zur Piatra Szuligata und Zsamena ins Vale Vintzi sich erstrecken und dort aus dem Karpathensandstein emporragen.

Das Höhenniveau, bis zu welchem die Trachitberge ansteigen, steht nicht immer im Verhältnisse zu ihrem Masseninhalte. Wiewohl die beträchtlichen Trachitmassen der Paveloja sich über alle anderen Gebirge des südlichen Theiles des Bezirks hoch erheben, erreichen die ebenso mächtigen Trachitmassen des Mazeratu, Koltzu luj Lazar, und Piatra Tutti kaum die Höhe der anderen Berge. Dagegen übersteigen die inhaltlich kleinen Trachitknppen des Koltzu Csoranuluj und Poirtis mit Ausnahme der Paveloja fast alle anderen Berge des südlichen Bezirkstheils.

So wie bei dem Grünsteintrachite haben sich auch beim Trachite an vielen Punkten sowohl in Mitte seiner Masse als auch und vorzugsweise an den Berrührungsstellen mit anderen Gebirgsmassen durch Aufnahme von verschieden großen Gestein-Bruchstücken eigenthümliche Breccien entwickelt, so am Zizagur, Koltzu Csoranuluj u. s. w., deren Verhältnisse erst später zur Betrachtung gelangen werden.

f. Diluvium und Alluvium.

So wie überhaupt entlang des ganzen Aranyosflusses sind auch und waren vielmehr in der Umgebung von Offenbánya in den mulden-, kessel- und beckenförmigen Vertiefungen Diluvien abgelagert, die stellenweise auch auf mehrere Klafter hoch über den Thalboden anstiegen. Wegen ihrer Goldführung waren sie in älterer Zeit der Gegenstand der Goldgewinnung, und so sieht man auch gegenwärtig noch in dem Offenbánya'er Thalkessel die Spuren ehemaliger Wäschereien. Sie sind in bergmännischer Beziehung von gar keiner Bedeutung mehr, da ohnedies in der Offenbánya'er Ge-

gend höchstens nur geringe Ueberbleibsel der ehemaligen Diluvialablagerungen vorhanden sein können. In geognostischer Beziehung sind diese Diluvien dadurch interessant, daß sie sehr viele größere abgerundete Blöcke und Rollstücke von Grauwacke enthalten, die in dem Gebirge ansteht, wo die Aranyos ihren Ursprung hat.

Selbstverständlich sind und werden auch alljährlich noch Alluvien an den Ufern der Aranyos abgesetzt, welche auch gegenwärtig noch verwaschen werden. Sie sind gleichfalls von keiner Bedeutung.

II. Besondere Betrachtung der geognostischen Verhältnisse.

a. Glimmerschiefer mit seinen untergeordneten Gliedern.

§. 4. Der Glimmerschiefer, das herrschende Gestein der Gegend, tritt theils mit seinen charakteristischen Merkmalen auf, theils mit Uebergängen in Thon- und Chloritschiefer. In seinem charakteristischen Zustande besteht er gewöhnlich aus weißlichgrauem grauem nur selten schwärzlichem Quarz, und aus Glimmer von verschiedenster Färbung, silberweiß, grau, grünlich, braun und schwarz, metallisch glänzend, seltener klein als großschuppig. Häufig sind ihm Granaten beigemengt, von verschiedener Größe, seltener Staurolithe; Granaten von besonderer, auch bis zur Faustgröße, in vollkommen ausgebildeten Kristallen findet man bei Szeltsova, und daselbst auch, jedoch selten, Staurolithe von mehreren Zoll Länge. Minder schöne Granaten kommen am Berg Metyerku und Alunietile bei Offenbanya vor, kleine sind fast überall zu Hause. Das Gefüge des Glimmerschiefers ist gewöhnlich klein- und geradschieferig, und nur manchmal grobschieferig und wellenförmig. Bei Abnahme von Glimmer entwickelt sich mehr ein schiefriger Quarz, so wie bei Ueberhandnahme von Glimmer und größeren Beimengungen von Thon oder Chlorit Uebergänge in Glimmerthonschiefer und Chloritschiefer sich gestalten, welche Uebergänge im ganzen Terrain hie und da zerstreut auftreten, chloritische Schiefer aber namentlich zwischen den Dörfern Szártos und Szeltsova. Als untergeordnete Gebirgsglieder in Gestalt von Lagern werden von Glimmerschiefer umschlossen.

1. Granit und Gneus. Nur an einem Orte in der Umgebung von Offenbanya treten diese Gesteine von größerer Mäch-

tigkeit auf u. z. vom Funtina Kapri hinauf auf den Berg Smida und südwestlich fort bis gegen Vale Vintzi. Der Granit ist theils sehr grobkörnig mit weißen großen Glimmertafeln, dem einzelne Turmalinkristalle beigemengt sind, theils kleinkörnig, ebenfalls mit Beimengung von Turmalin und kleinen Granaten. Aus dem Granite gestalten sich Uebergänge in Gneus, und zuweilen auch in Granulit, und aus dem Gneuse wieder in Glimmerschiefer und wechselweise.

Außer diesem Fundorte lassen sich in dem Glimmerschiefer wohl an mehreren Punkten Granitlager beobachten, sie sind jedoch von sehr geringer Mächtigkeit, von $\frac{1}{2}$ bis 2 Zoll, denen sämmtlich gewöhnlich der Glimmer abgeht, so in Vale Csora, bei Brezest und an anderen Orten.

2. Hornblendgestein. Kommt zwar an mehreren Punkten und von verschiedener Beschaffenheit vor, am ausgezeichnetsten jedoch bei Szeltsova, wo grünschwarze strahlige Hornblende sphärische Körner bildet, zwischen welchen braunschwarzer Glimmer, weißer Quarz und Granaten eingestreut sind. In größern Quarzpartien findet sich bisweilen auch Titanit und Cyanit. Hornblendgesteine mit langen nadelförmigen Kristallen und mehr schieferigem Gefüge, nicht selten mit Beimengungen von Granaten, Schwefelkies und Feldspath sind an mehreren Punkten abgelagert, so im Vale Csora, Dealu Juonyeszi, Harmoniaszа, Baja rosia u. s. w. Bei Aufnahme von mehr Feldspath, wenn zugleich die Bestandtheile an Größe abnehmen, entstehen Uebergänge

3. in Diorit. Dieses Gestein ist theils von kristallinisch körnigem, theils von schiefrigem Gefüge, je nachdem die grünschwarze Hornblende mehr körnig oder mehr blättrig oder fasrig auftritt. Der Feldspath (Oligoklas) ist in der Regel weiß. Kleine Schwefelkieskristalle sind nicht selten darin zerstreut. Der kristallinisch körnige Diorit ist in der Regel vom schiefrigem oder Dioritschiefer umhüllt, der sich wieder häufig in chloritische Schiefer verläuft. Die körnige Gesteinmasse nimmt sonach die Mitte ein, zumal bei mächtigen Lagern oder Lagerstöcken, und ist entweder bankförmig oder kubisch gebaut. Stöcke von Linsenform sind nicht selten. Dioritische Gesteine treten allenthalben auf, so bei Muntsel, Szártos und an anderen Orten.

4. Quarzfels oder Quarzgestein. Wie bereits erwähnt, gestaltet sich an mehreren Orten der Glimmerschiefer bei Abnahme des Glimmers zu einem schiefrigen Quarze, und wird endlich bei fast gänzlichem Verschwinden desselben zu einem Quarzschiefer und wirklichen Quarzfels. Dieser ist jedoch immer noch von zarten Glimmerschüppchen durchzogen, welche die nämliche Streichungsrichtung einhalten wie das ihn umschließende Schiefergestein. Derlei Quarzgesteine beobachtet man am Piatra Boji, unterhalb des Koltzu Bulzuluj bei Szártos, Dealu Malajuluj, Plesa u. dgl. Außer diesen Lagern kommt der Quarz häufig im Glimmerschiefer und in den chloritischen Schichten als kleine Linsen, Nester und schmale Trümmer vor.

5. Kieselschiefer. Ist von brauner, braunschwarzer oder schwarzer Farbe an mehreren Punkten anzutreffen, so bei Offenbánya (romanische Kirche), Vale Csora, Dealu Alunietile, Szártos u. s. w. Es ist häufig durchdrungen von Eisen- und Manganoxyd oder auch von derlei Schnürchen, Trümmchen und Nestchen durchzogen und begleitet, welche seine Färbung bedingen.

6. Alaunschiefer und grafitische Schiefer. Durch Aufnahme von mehr Kohlenstoff bildeten sich derlei Schieferarten an mehreren Stellen des Bezirkes und insbesondere an einigen Scheidungen des Glimmerschiefers mit dem Kalke in Periu Lakuluj, Vale Ambru, am Berge Gyilkos.

Zu den Gebirgsgliedern des Glimmerschiefers gehört — wie schon früher in §. 3 gesagt, — zwar auch der kristallinisch körnige Kalkstein; derselbe wird aber in späteren Paragrafen abgesondert und umständlicher betrachtet, worauf hier hingewiesen wird.

§. 5 Das Streichen und Fallen der Schichtung des Glimmerschiefergebirges ist sehr veränderlich, die Schichtungsflächen mehr gerad ausstreichend als wellenförmig. Im Allgemeinen kann das Hauptstreichen der Schichtung in der südlichen Hauptpartie, welche den Bezirk quer durchstreicht, nach Nord-Nord-Ost mit einem steilen Fallen nach Osten angenommen werden.

Was seine Stellung zu den eingeschlossenen Lagerstöcken und Lagern des Kalksteines anbelangt, so hängt diese im Allgemeinen von der Stellung des Glimmerschiefergebirges selbst ab, wird aber bei Betrachtung des Kalksteines noch umständlicher zur Sprache kommen. In Bezug auf das Karpathensandsteingebilde, welches

den Glimmerschiefer im Süden, so wie auch als ein schmaler Streifen im Norden begränzt, und auch in Mitte des Hauptzuges in vereinzelten zerstreuten Partien bedeckt, läßt sich an einigen Punkten der südöstlichen Begränzung, so wie auch an der Scheidung des nördlichen Sandsteinstreifens bei Offenbánya und Muntsel eine scheinbar gleichförmige, ziemlich steile Auflagerung des Sandsteines auf den Glimmerschiefer beobachten, an andern Punkten der so eben bezeichneten Orte trifft man jedoch gerade das Gegentheil an, nämlich eine Auflagerung des Glimmerschiefers auf dem Karpathensandstein. Diese Unregelmäßigkeiten und grellen Gegensätze in der Lagerung der beiden Gebilde werden erklärlich, wenn man das Vorkommen und die Lagerungsverhältnisse der Grünsteintrachite und Trachite in der Mitte des Glimmerschieferzuges in's Auge faßt, und den störenden Einfluß bedenkt, welchen sie bei ihrem Hervorbrechen auf die Lagerung aller Gebilde des dortigen Bezirks ausgeübt haben. Hievon wird später umständlicher noch die Rede sein.

Erzführung des Glimmerschiefers.

§. 6. Die Erzführung des Glimmerschiefers ist blos auf Eisen und Manganerze beschränkt. Außer derlei Lagern kennt man bis jetzt keine andern Erzlagerstätten, die eine Erwähnung, noch weniger aber eine bergmännische Beachtung verdienten. Eisensteinlager sind an mehreren Stellen des Bezirks, theils durch Zufall entdeckt, theils durch eigene Beschürfung entblößt worden, vornehmlich aber im Bereiche des Vale Csora am linken Thalgehänge, so im Periu Sztynii, Periu Muntye, Periu Babi, Vale Juonyeszi, und gegenüber demselben am rechten Gehänge des Vale Csora, am Costa Vulpi und Gruj Urszuluj und noch an anderen Orten, so unterhalb des Koltzu Vulzuluj, am Dealu Gyilkos und im Periu Lakuluj.

Im Vale Csora, u. z. am ganzen linken Gehänge, so wie auch am Costa Vulpi des rechten Gehänges, bestehen die Lager vorzugsweise aus gelblich oder graulichweißem Spatheisenstein und aus Magneteisenstein im verschiedenen Mengungsverhältnisse, und zwar von dichter Structur beim Vorwalten des Magneteisensteines und mehr fein- bis mittelkörnig, wenn der Spatheisenstein vorherrscht. Die Beimengung des ersteren in den letzteren ist theils in kleinen Pünktchen oder Körnchen durch die ganze Masse zerstreut, oder mehr streif- oder lagenweise; bisweilen wechseln ganz dünne,

schmale oder etwas dickere Lagen eines körnigen Magneteisens mit dünnen Lagen von Spatheisenstein ab, und umgekehrt. Beim Ueberhandnehmen des dichten Magneteisens findet man bisweilen den Spatheisenstein nur als zarte Schnürchen in verschiedenen Richtungen die Erzmasse durchziehen, und letztere mit feinen Kiespünktchen durchsäet. Das näher am Tage liegende Erz ist dann an seinen Kluftflächen mit einer dünnen Rinde oder einem feinen Anfluge von Brauneisenstein belegt. Der Spatheisenstein ist stark manganhältig. Die Mächtigkeit dieser Lager beträgt am linken Gehänge des Csora-Thales 4—5—6 bis 12 Fuß, so am Periu Sztynii. Ihr Liegendes besteht aus graulichweißem, dem Ankerit (Rohwand) ähnlichem Kalkstein, ihr Hangendes gewöhnlich aus einem eisenschüssigen Thonschiefer. Diese Lager halten im Allgemeinen die nordnordöstliche Richtung bei, mit einem Fallen von mehr als 30 bis über 60 Grad in Morgen, scheinen aber am Kosta vulpi mehrfache Biegungen zu machen. Es ist noch nicht sicher, ob mehrere und wie viele Lager daselbst bestehen, weil der Bergbau noch keine näheren Aufschlüsse darüber lieferte. Die bisherigen Arbeiten beschränkten sich nur auf einzelne Schurfröschen und Schurfstöllen, welche letztere nur auf wenige Klafter ins Gebirge betrieben wurden. Zur Verschmelzung und Eisenerzeugung wurden diese Erze noch nicht verwendet.

Am Gruj Ursguluj stehen Thon- und Brauneisensteine in einer größeren Mächtigkeit an, die gleichfalls noch nicht Gegenstand bergmännischer Gewinnung und hüttenmännischen Zugutbringens gewesen. Man spricht auch von ehemals hier bestandenen Kupfergruben, obgleich keine Merkmale einer alten größeren Arbeit vorhanden sind. Wahrscheinlich kommen mit dem Eisensteine auch Kiese vor.

Im Bergorte Offenbánya, auf dem Hügel, der die rumänische Kirche trägt, ist ein kieselschiefriges Gestein, welches theils durchdrungen, theils mit Schnürchen durchzogen ist von Grau- und Schwarzmanganerzen, die aber zu keiner größeren Mächtigkeit und Reinheit sich entwickeln. Eine ähnliche Erzführung beobachtet man auch in der Streichungsrichtung am Piatra Boji gegen Szártos zu, welche Lagerstätten hier nur erwähnt werden, aber von keinem Belange sind. Andere bemerkenswerthe Lagerstätten sind aber im Glimmerschiefer noch nicht gefunden worden. Kies und Bleiglanz kommen wohl an einzelnen Punkten unmittelbar an der

cheidung mit dem Kalke vor, diese Erzführung gehört jedoch dem
alke an und wird auch bei diesem näher beleuchtet werden.

b. Kristallinisch körniger Kalkstein.

§. 7. Dieses wegen seiner Erzführung wichtige Gestein kömmt
rnehmlich in zwei Hauptarten vor, die eine vom mittleren Korne,
e andere mehr feinkörnig dem dichten sich nähernd. Die Farbe
im Allgemeinen weiß, bläulich- und gelblich-weiß. Die mehr
chten feinkörnigen Arten sind auch graulichweiß gefärbt, so in
ale Csora am Dealu Juonyeszi, oder sind weiß und grau gestreift
nd gebändert und die parallelen Streifen von Kreuzrissen verrückt
nd verworfen, im Periu Lakuluj, so daß sie einem Ruinen-Mar-
or ähnlich sind. Auch grüngefärbter Kalk ist in der Stefangrube
rgekommen.

Die Kalksteine von mittlerem Korne zerfallen gleich dem
Liemite, zumal bei größerer Verwitterung, in hirse- hanf- oder
raupengroße, mit ziemlich regelmäßigen Kristallflächen umgränzte
örner, so am Berge Gyilkos, Baja rosia und Vale Szotsilor. Die
ehr feinkörnigen Arten, besonders jene in den Grubenbauen am
ealu Ambru, Dealu Vunet, sind mehr weiß, zuckerartig und bis-
eilen auch zerreiblich. Es dürfte wohl keinem Zweifel unterliegen,
ß viele dieser Kalksteine, besonders die zuckerartigen und dem Mi-
nite ähnlichen kohlensaure Bittererde enthalten, mithin dolomitisch
nd. Ueber die anderen verschiedenen Beimengungen, die der Kalk-
ein enthält und über einen schwarzgefärbten Kalk, wird bei der
rzführung gesprochen werden.

Außer im Periu Lakuluj, wo die parallelen abwechselnd grauen
nd weißen Streifen auf Schichtung schließen lassen, zeigen die
rößeren Kalkpartien keine deutliche Schichtung und sind unsichere
Merkmale davon nur am Plesa mik und Baja rosia wahrzunehmen.
ewöhnlich stellt sich das Gestein als ganze, blos durch Verwit-
rung regellos zerklüftete Masse dar. Der Kalkstein führt auch
öhlen von verschiedener, jedoch nur mäßiger Größe, die entweder
nzeln zerstreut auftreten, oder mit einander zusammenhängen. Zu
n größeren Höhlen gehören jene am Baja rosia im Gehänge des
ale Harmoniasza und im Vale Szotsilor und die mit dem Gru-
nbaue Josef im Dealu Ambru und Emerich (Nicolai) im Dealu

Punct eröffneten Amalia- und große Kreiße. Die Wände der Höhlen sind entweder ganz glatt oder mit einer Kruste kristallisirten Kalkspaths, Braunspaths oder auch erziger Mineralien überkleidet.

Stellung des Kalkes zum Glimmerschiefer und zum Grünsteintrachite.

§. 8. Bei der allgemeinen Betrachtung der Gebirgsgebilde des Offenbányaer Bergbezirkes im §. 3 wurde der zerstreuten Partien des Kalksteines bereits erwähnt, theils aus Ursache seines Auftretens als nicht zusammenhängende Lagerstöcke oder abgebrochene Lager, theils als Folge der gewaltsamen Trennung, die seine Massen beim Hervorbrechen der Grünsteintrachite und Trachite erlitten haben. Durch das Zwischendrängen dieser Gebilde sind jedenfalls — wie ein Blick auf die Karte belehrt — mehrere größere, einstens vielleicht im Zusammenhange gestandene Kalkmassen, so die Baja rosia, der Piatra Kapri und der Dealu Ambru, aus diesem ihren Zusammenhange gebracht worden, und einzelne Schollen von den eruptiven Massen eingeschlossen worden, wie am Mazeratu, und haben sich wegen des verschiedenen Fallwinkels und der ungleichen Mächtigkeit dieser Lagerstöcke, so wie auch wegen des stark coupirten, in tiefe Thäler eingeschnittenen Terrains, die sonderbaren Figurationen ergeben, welche einige dieser Kalkmassen im Grundrisse der Karte, ihrer horizontalen Umgränzung nach, zeigen. Man darf aber bei Betrachtung ihrer Lagerungsverhältnisse niemals außer Augen lassen, daß diese Kalkmassen nur übrig gebliebene Theile oder Stücke von im Glimmerschiefer ursprünglich eingelagerten und von demselben rings umschlossenen mächtigen Lagerstöcken und Lager sind, die ohngeachtet ihrer dem Anscheine nach oft riesigen Mächtigkeit, welche sie an der Erdoberfläche zeigen, nicht in große Tiefe niedersetzen können, sondern jedenfalls unbestimmbar tief auf ihrer eigentlichen Grundlage, nämlich auf dem Glimmerschiefer, wieder aufruhen müssen. Man hat sich in früherer Zeit diese Lagerungsverhältnisse nicht recht klar machen können und sich höchlichst verwundert, wenn man in tieferen Bauessohlen unerwartet Glimmerschiefer anfuhr, wo man nach Analogie des Vorkommens auf um mehrere Klafter höheren Bausohlen oder des Vorkommens am Tage ebenfalls Kalkstein voraussetzte und erwartete, so in den Josefi-,

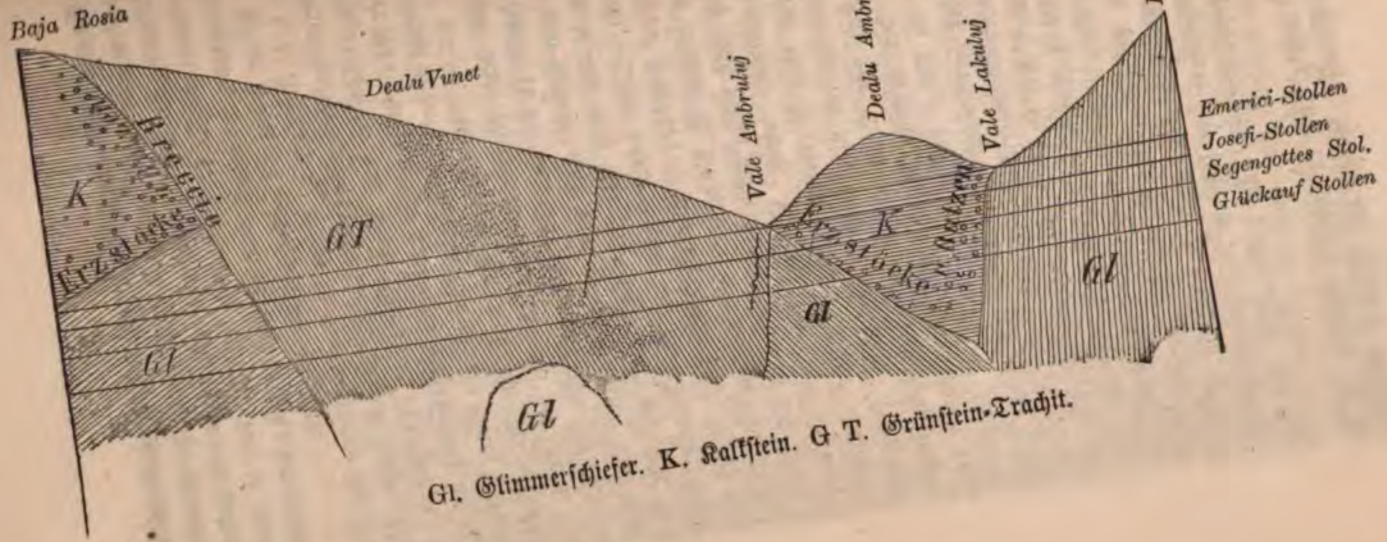
Nikolai (Emerici) und Stephanigrubenbauen. Daß derlei Verhältnisse bisweilen ganz falsch aufgefaßt wurden und zu manchen Irrthümern führten, ist wohl begreiflich. Es sei mir gestattet, hier ein Lagerungsverhältniß zu besprechen, welches eben so interessant für den Bergmann, wie für den Geognosten ist, und durch die beigegebene Skizze Figur 58 näher versinnlicht wird.

In der k. k. Josefigrube, welche in dem Kalksteine des Berges Ambru zerstreute unregelmäßige Lagerstätten, nämlich Nester, Butzen und stockförmige Massen von Kies, Bleiglanz, Bräune rc., abbaute, steht der Kalkstein in seiner nördlichen Begränzung im Laker Thale fast senkrecht neben dem Glimmerschiefer, mit einem Streichen zwischen Std. 8 — 9. Unterirdisch hat man auf der Glückaufstollensohle außer dem erwähnten einen anderen von jenem nach innerer Beschaffenheit, so wie nach Streichen und Fallen verschiedenen Glimmerschiefer und hierauf auch eine andere Schiefer- und Kalkscheidung angefahren, die nach Std. 13—14 streicht und sehr flach in Morgen einfällt. Man nennt diesen anderen Glimmerschiefer den unteridischen Schiefer. Wie die Figur zeigt, bildet nun der Kalk, wenn es erlaubt ist, die unter der Glückstollensohle bergmännisch zwar noch nicht völlig aufgeschlossenen beiden Scheidungen niederwärts zu ergänzen, einen riesigen Keil im Glimmerschiefer, dessen Lage eben so wenig wie die seigere Schichtenstellung des Glimmerschiefers ursprünglich sein kann. Jedenfalls war dieser riesige Keil ein Stück eines noch riesigeren linsenförmigen Kalkstockes, der ursprünglich eine mehr horizontale Lage gehabt haben mußte, in Folge des Hervorbrechens der grünsteintrachitischen Massen aber zertrümmert, und dieses keilförmige Stück sammt dem einschließenden Glimmerschiefer in diese auffallende Stellung gebracht worden war, wie sie die bergmännischen Arbeiten nun bloslegten. Ob nun die Kalkmasse des Dealu Ambru mit jener des Feregyo und der Baja rosia einstens im Zusammenhange standen, welche dermalen durch den Grünsteintrachit getrennt sind, ist wohl wahrscheinlich, jedoch schwerlich genau zu ermitteln. Dessenohngeachtet führt das angeführte und skizzirte Lagerungsverhältniß zu mehreren wichtigen Betrachtungen und Folgerungen für den Offenbánya'er Bergbau.

Wie vorhin erwähnt, wurde auch in anderen Gruben, so in der Nicolaigrube (ehemals Emerici), welche am östlichen Gehänge

Durchschnitt nach der Linie A B der Tafel III.

Fig. 58.



Gl. Glimmerschiefer. K. Kalkstein. G T. Grünstein-Trachyt.

des Feregyo und Baja rosia gelegen ist, und in der Stefangrube am Gyilkos unterirdisch Glimmerschiefer angefahren, auf dessen Anstehen in der Tiefe die Verhältnisse am Tage ebenfalls nicht schließen ließen. Da nun, wie nachher betrachtet werden wird, der Kalkstein in mehreren Punkten der Erzniederlage, so am Dealu Ambru, Baja rosia, Gyilkos, Feregyo die Herberge von unregelmäßigen Erzlagerstätten ist, welche vorzugsweise in der Nähe seiner Scheidung mit dem Glimmerschiefer auftreten, so können diese unterirdischen Kalk- und Schieferscheidungen als beste Wegweiser dienen, wenn es sich darum handelt, in den benannten, so wie an anderen Stellen der Erzniederlage außer den bekannten noch mehrere andere solcher regellosen Lagerstätten aufzusuchen und aufzuschließen. Der am Tage anstehende Kalkstein, so am Dealu Ambru, Dealu Bunet, Feregyo, Baja rosia, Gyilkos 2c., läßt leider entweder gar keine, oder eine nur sehr undeutliche und verworrene Schichtung wahrnehmen, um als Anhaltpunkt dienen zu können, wo und in welcher Richtung unterirdische Scheidungen gelagert sind. Man kann sich daher für die besagten Zwecke nur an die bereits schon entblößten Scheidungen halten. —

Ueber die Verhältnisse und Erscheinungen an den Scheidungen des Kalkes mit dem Schiefer selbst, und jenen zwischen Kalk, Schiefer und dem Grünsteintrachite wird beziehendlich bei der Erzführung des Kalksteins und bei der Betrachtung des Grünsteintrachites und seiner Breccien das Nähere noch nachfolgen.

Erzführung des Kalksteins.

§. 9. Der krystallinisch körnige Kalkstein ist vorzugsweise die Herberge von regellosen Erzlagerstätten der verschiedensten Größe und Gestalt. Vom kleinsten Nestchen an, durch alle Größenmaßen, als Nester, Butzen, Trümmer bis zu größeren stockförmigen Massen, und in der verschiedensten Ausdehnung und Verbreitung, in den mannichfachsten Krümmungen und in der verworrensten Gestaltung treten diese Lagerstätten entweder vereinzelt und zerstreut auf, oder hängen mehr weniger mit einander zusammen. Unter den Erzen, welche sie führen, können vor Allem bezeichnet werden: Schwefelkies, Bleiglanz, Zinkblende,

Manganblende, Schwarzmanganerz (Psilomelan), ferner Fahlerz, Antimonglanz, dann als Zersetzungsprodukte von mehreren der benannten Erze die Bräune. Unter den erdigen Mineralien sind zu benennen: Kalkspath, Manganspath, Braunspath, Kieselmangan, Hornstein, Quarz und Letten.

Das äußere Verhalten dieser Lagerstätten, so wie ihre innere Beschaffenheit ist in Bezug auf die Art der Erze und auf deren Mengung und Vertheilung nicht an allen Orten der Erzniederlage und auch nicht bei allen Lagerstätten ganz gleich, auch fehlt bald das eine, bald das andere Erz und erdige Mineral ganz; dessen ohngeachtet lassen sie sich nach dem Vorwalten oder Vorhandensein der bergmännisch wichtigeren Erze abtheilen:

a) in Kiesnester, Kiesbutzen und Kiesstöcke;

b) in Bleinester, Bleibuzen und Bleistöcke, und endlich, wo die beiden benannten, insbesondere aber die kiesigen Lagerstätten eine Zersetzung und Umwandlung erlitten haben,

c) in Nester und Butzen von Bräune.

Auf gleiche Weise werden diese Lagerstätten auch von den Bergleuten in Offenbánya abgetheilt und bezeichnet.

§. 10. Der Charakter der kiesigen und der bleiischen Lagerstätten ist sehr wenig von einander verschieden, und tritt nur in so fern bei jenen der Bräune verändert hervor, als daselbst nicht Schwefelmetalle, sondern ihre Zersetzungs- und Umwandlungsprodukte sich vorfinden. Der Charakter der kiesigen und bleiischen Butzen ist im Wesentlichen folgender. In dem dolomitischen Kalksteine an der Scheidung mit dem Schiefer oder in ihrer Nähe sind in der Kalkmasse stellenweise kleine und größere Partien von Manganspath oder auch von Kieselmangan in Begleitung von Quarz eingestreut, innerhalb welchen einzelne oder mehrere Pünktchen, Körnchen oder Körner von Manganblende eingesäet oder eingesprengt sind. In den etwas größeren Partien stellt sich gegen die Mitte zu Schwefelkies ein, begleitet mehr weniger von Quarz, Kalkspath, Braunspath oder auch von thonigen Theilen. An anderen Stellen enthält jedoch die Kalksteinmasse den Schwefelkies entweder allein oder in Begleitung von thonigen, seltener von quarzigen Theilen eingesäet und partienweise eingesprengt, wobei die vorhin erwähnte Umsäumung von manganhältigen Mine-

ralien entweder **gar nicht** oder nur im **beschränkten Maße** zu finden ist.

Beide Arten des Auftretens sind gleichsam die Keime der Kiesnester und Kiesbutzen. Wo dieselben mehr Umfang gewinnen und in verschiedenen Richtungen sich ausdehnen und verzweigen, nimmt auch die Menge des Kieses gegen die Mitte hin immer mehr zu, und es gesellen sich zum Schwefelkiese, zwar nicht überall und bei allen Nestern und Butzen, — doch bei vielen und auch an mehreren Punkten der Erzniederlage — noch andere Schwefelmetalle, und zwar **Zinkblende** und **Bleiglanz**. Tritt Letzterer häufiger bis zum Vorwalten auf, so wird die Lagerstätte als **Bleibutzen** oder **Bleistöckel**, **Bleistock** bezeichnet, während sie beim Vorherrschen des Kieses und blos sparsamem Einfinden des Bleiglanzes ein **Kiesnest**, **Kiesbutzen** oder **Kiesstöckel**, **Kiesstock** benannt wird. Reiner Schwefelkies zu größeren Massen angehäuft kommt selten vor, gewöhnlich ist er gemengt mit Quarz und anderen Erdarten; noch seltener wird reiner Bleiglanz in größerer Menge gefunden, was schon daraus erhellt, daß er als Scheiderz blos mit einem Bleigehalte über 50 Pfd. im Centner ausgeschieden werden konnte, und die Bleistöcke in der Regel nur Pochzeuge lieferten, mithin nur aus einem Gemenge von Bleiglanz mit Kies, Zinkblende und Erdarten bestanden und bestehen. Andere geschwefelte Erze, als die so eben benannten, kamen in den Kies- und Bleibutzen nur selten und niemals in derben Massen vor, so das Fahlerz. Dieses ist auf einzelnen Kiesstöcken und Butzen (Stefani und Josefi) blos im Schwefelkies eingesprengt, und bricht in größerer Menge niemals ein. Der Antimonglanz ist gar eine höchst seltene Erscheinung.

Je nachdem nun die Kiesnester, Kiesbutzen oder Bleierzbutzen sich nach verschiedenen Richtungen weiter ausdehnen, bald an Umfang zunehmen, bald aber sich wieder zusammenziehen oder einzeln zerstreut auftreten, oder durch Kies- und Zinkblendspuren oder durch Kies- oder Bleiglanztrümmer mit einander zusammenhängen, bilden sie die mannichfachsten Gestaltungen und Verzweigungen in dem Kalksteine und häufen sich zu größeren stockartigen Massen an, die entweder mehr in die Tiefe setzen, oder auch nach anderen Richtungen fortziehen.

§. 11. Nach dem vorhin Gesagten können eigentlich zweierlei Arten des Vorkommens dieser Kies- und Bleibutzen angenommen werden; nämlich die eine Art, bei welcher die manganhältigen Mineralien gleichsam einen Saum bilden, um das Mineralgemenge von Kies, Zinkblende, Bleiglanz, Quarz, Kalkspath, Braunspath und thonigen Theile, wobei der Bleiglanz gewöhnlich mehr gegen die Mitte häufiger auftritt, und die andere Art, bei welcher die manganhältigen Mineralien die äußere Umgränzung und Einfassung des Erzgemenges gewöhnlich nicht bilden, zugleich aber auch der Quarz in dem Mineralgemenge selbst in beschränkterer und geringerer Menge aufzutreten pflegt. Erstere Art Vorkommens scheint bei weitem häufiger zu sein, nicht allein auf dem Dealu Ambru, sondern auch auf dem Feregyo und Baja rosia, wo man in den zahlreichen alten Bauen fast überall die Wände der Verhaue mit manganhältigen Mineralien noch bekleidet findet. Bei dieser Art des Vorkommens ist im Allgemeinen das Gestein wegen des Vorwaltens des Quarzes fest, sowohl in der Erzmasse als auch außerhalb derselben an ihrer Umsäumung, bei der anderen Art ist die erzige Masse lockerer, und weniger fest mit dem umhüllenden Gesteine verwachsen, daher auch bis an den umgränzenden Kalkstein leichter zu gewinnen.

Treten die kiesigen oder bleiischen Butzen unmittelbar an der Scheidung mit dem Schiefer auf, so nehmen sie bisweilen die Gestalt von kleinen oder größeren Linsen an, oder es gestalten sich Lagen von Kies mit Bleiglanz und Zinkblende untermengt parallel mit der Schieferung in dem Glimmerschiefer, der nicht allein an seinen Bruchflächen ganz mit Kies belegt, sondern auch im Inneren mit Kiespünktchen durchdrungen ist.

Bei den Scheidungen zeigen sich zunächst die Erzspuren und Erztrümmer und erstrecken sich in den Kalk hinein, wo sie sich erst zu den beschriebenen Butzen und stockförmigen regellosen Massen gestalten.

In der Josefigrube zogen sich die Erzbutzen an der Scheidung auch in Gestalt von Lagern fort, so auf der Glückaufstollensohle im Laker Feldorte, wo unmittelbar neben dem fast seiger fallenden Glimmerschiefer eine Kiesmasse, untermengt mit Quarz und Hornstein, 70 Klafter lang anhielt, jedoch wegen zu großer Festigkeit nicht bebaut werden konnte. Man nennt in Offenbánya dieses

feste Gestein Kamp. In derselben Scheidung wurde auch noch eine andere lagerartige Kiesmasse (Carolinenlager) in einer Mächtigkeit von 3 Schuh, gegen 7 Klafter Länge und mehrere Klafter Höhe verfolgt und bebaut.

Auch noch eine dritte Art des Vorkommens dieser regellosen Lagerstätten von Kies und Bleiglanz muß hier erwähnt werden, und zwar als theilweise Ausfüllung von Höhlenräumen.

Außer einigen kleineren sind in Offenbánya vornehmlich zwei solcher Lagerstätten von größerem Umfange bekannt, nämlich die sogenannte große Kreise oder Druse in der Nicolaigrube (ehemals Emerici) und die Amalienkreise in der Josefigrube. Bei jener war der obere Theil mit einem Gemenge von Schwefelkies, Quarz und Kalkspath überzogen, der untere Theil aber blos mit Kalkspathkrystallen überkleidet. Bei der Amalienkreise waren an einzelnen Stellen die Wände mit einem Erzgemenge von Kies, Blende und Bleiglanz bedeckt, an anderen Stellen aber blos mit Kalkspathkrystallen überzogen.

Bezüglich der Vertheilung und Anordnung der Erze in den Kies- und Bleibutzen muß hier bemerkt werden, daß ohngeachtet des häufigen Vorkommens der manganhältigen Erze an der äußern Umgränzung der Butzen, dagegen des Kieses, der Zinkblende und des Bleiglanzes mehr gegen deren Mitte zu, dennoch eine eigentliche lagenweise Vertheilung oder Anordnung der verschiedenen Erze in denselben, wie sie auf Gängen und in Höhlenräumen ausgeprägt ist, nämlich lagenweise auf, um oder über einander nicht wahrzunehmen ist. Der Kies ist in dem Manganspathe und Kieselmangan eingesprengt, entweder mit oder ohne Begleitung von Quarz. Er wird gegen die Mitte zu nur häufiger, nimmt Zinkblende und dann immer mehr Bleiglanz auf, und so besteht in der Regel die Füllung blos aus einem Gemenge von Erzen und erdigen Mineralien, ohne daß das Auftreten des einen oder anderen Erzes und Minerals bestimmt und scharf begränzt wäre.

Dieß ist im Allgemeinen der Charakter dieser regellosen Lagerstätten von Kies und Bleiglanz an solchen Stellen im Gebirge, wo dieselben noch keine Veränderungen und Umwandlungen erlitten haben. Man hat sie in diesem mehr ursprünglichen Zustande im Berge Ambru in der Josefigrube an mehreren Punkten, vornehmlich an der sogenannten mittägigen Steinscheidung

über dem unterirdischen Schiefer, dann in der ehemaligen Emerici- und auch in der Stefangrube gefunden.

§. 12. Einen von dem Beschriebenen mehr weniger abweichenden, und selbst ganz verschiedenen Charakter haben diese Nester, Butzen und stockförmigen Massen dort, wo Zersetzungen und Umwandlungen der von ihnen eingeschlossenen Mineralien in geringerem oder größerem Grade stattgefunden. Die Umwandlung erstreckte sich auf die meisten der beherbergten Mineralien, zunächst und am auffallendsten jedoch auf die manganhältigen. Die Manganblende wurde zersetzt und zu Manganoxyden umgewandelt, das Manganoxydul des Manganspathes und Kieselmangans ebenfalls höher oxydirt, und wurde hiedurch nicht allein in der erwähnten Umsäumung der Nester und Butzen, sondern auch in dem umschließenden Kalksteine selbst eine völlige Veränderung der Farbe in ein tiefes Schwarz hervorgerufen, welche Farbenzeichnung von dem angränzenden weißen und rothgefärbten Kalksteine und Manganspathe 2c. 2c. sich scharf abgränzt, in verschiedenen Richtungen und von verschiedener Dicke, je nachdem die Umwandlung fortschritt, sich wie ein Band mannichfach gekrümmt herumzieht, und so eine scheinbar scharfbegränzte Einfassung und lagenweise Anordnung der Ausfüllungsmassen der Butzen 2c. hervorruft. Das Durchdrungensein des Kalkes mit manganhältigen Theilen bewirkt denn auch den schwarzgefärbten Kalk, wie im §. 7 erwähnt wurde, und die vielen Dendriten in den Rissen und den Zerklüftungen des Kalksteins, so wie auch in seiner Masse selbst, und es steht zu vermuthen, daß der in der Stefangrube in früherer Zeit eingebrochene grüne Kalk seine Färbung beigemengten feinen Manganblendetheilchen zu verdanken habe, weil sich ähnliche Färbungen zuweilen auch im Kieselmangane beobachten lassen.

In der Josephigrube haben derlei Umwandlungen im nordwestlichen Theile des Feldes in der Nähe des sogenannten neuen Bleistockes im größeren Maße statt gefunden, als im östlichen Felde in der Nähe des sogenannten alten Bleistockes. Hier wurde an der äußeren Begränzung des Stockes und der damit zusammenhängenden Butzen der Manganspath, Kieselmangan und die Manganblende noch sehr häufig angetroffen, um welche die schwarzen Manganoxyde sich band-, streif- oder lagenweise in verschiedenen Krümmungen herumschlängelten. Im Bereiche des

neuen Bleistockes machten nur Manganoxyde, Schwarzmanganerze und Manganmulm die Einfassung der Butzen und stockförmigen Massen und wurde der Manganspath und Manganblende darin nicht beobachtet.

Wo die Zersetzung und Umwandlung in noch stärkerem Maße um sich griff und auch auf das eingeschlossene Mineralgemenge im Innern der Butzen sich erstreckte, entstand dann die 3. Art der vorhin bezeichneten Lagerstätten, die Nester und Butzen von Bräune. Hierunter versteht der Bergmann zu Offenbánya, so wie an anderen Orten, eine schwarzbraune, oder braune, mehr weniger weiche zusammenhängende oder lockere erdige Masse, die je nach ihrem Silber- und Goldgehalte zum Gegenstande der Gewinnung genommen wird. Da dieselbe nur aus den Zersetzungs- und Umwandlungsprodukten mehr weniger aller derjenigen Mineralien besteht, mit welchen die Kies- und Bleiglanzbutzen ursprünglich ausgefüllt waren, so ist selbstverständlich das Wesen dieser Lagerstätten lediglich von ihrer Beschaffenheit abhängig, die sie in ihrem ursprünglichen Zustande als Kies- oder Bleibutzen inne hatten, und man findet daher, wo Kieselmangan und Quarz in der Einfassung und im inneren Mineralgemenge mehr vorwaltete, oder zurückgedrängt war, die Bräune auch als eine mehr feste oder lockere Masse, ingleichen diese Butzen an ihrer Einfassung mehr schwarz und schwarzbraun und gegen die Mitte zu mehr lichtbraun. Bei den größeren Butzen befindet sich im Innern bisweilen noch ein kiesiger Kern, wenn die Zersetzung und Umwandlung sich noch nicht bis ganz in die Mitte erstreckt hatte. Derlei Bräunenester und Butzen wurden in der Josefigrube im Bereiche des neuen Bleistockes an der mitternächtigen Scheidung mit dem Laker Feldorte mehrmals angefahren und abgebaut, und mögen vielleicht auf dem Berge Ambru, dann in Baja rosia, wo man am Tage so häufige Spuren alter Arbeiten trifft, auch an mehreren Punkten vorgekommen sein.

§. 13. Unter den ihrem Wesen nach im Allgemeinen geschilderten regellosen Erzlagerstätten sind als die wichtigsten und umfangreichsten durch den Bergbaubetrieb bekannt geworden: der alte und der neue Bleistock in der Josefgrube, die Kiesstöcke in der Nicolai- (ehemals Emerici-), in der Stefan- und in der Josefgrube.

Der alte Bleistock setzt auf dem Berge Ambru in einer abwechselnden Mächtigkeit bis zu 8 und 9 Klafter sehr steil im Kalksteine nieder bis zur Scheidung des Kalksteins mit dem Grünsteintrachite. An seiner äußeren Begränzung gegen den Kalk war er von manganhältigen Mineralien, nämlich Manganspath, Kieselmangan, Manganblende, dann von schwarzen Manganoxyden in der Weise eingefaßt, wie vorhin in §§. 10 und 11 beschrieben wurde, und führte in seinem Innern verschieden große butzenförmige Ansammlungen der Erzgemenge von Schwefelkies, Zinkblende, Bleiglanz in Begleitung von Quarz, Kalkspath, Braunspath, Letten ꝛc., welche Butzen ringsum wieder mit manganhältigen Mineralien umsäumt waren, so daß der Stock eigentlich nur aus einem Haufwerke von zusammenhängenden verschieden großen Erzbutzen bestand.

Der rein ausgeschiedene Bleiglanz hatte einen Halt von 3 Loth in Silber und 60 Pfd. in Blei per Centner; der weniger rein ausgeschiedene kam auf 40—45 Pfd. in Blei und auf 2 Loth in Silber. Die Haupterzeugung bestand in Pochgängen mit einem Schlichgehalt von 8 per Cent., wovon der erzeugte Bleischlich 2 bis $2^1/_2$ Loth in göldisch Silber, und 30—40 Pfd. in Blei per Cent. hielt, und in der Mark göldisch Silber 8 Denär fein Gold waren. Den Goldgehalt führte bloß der begleitende Schwefelkies. Die Hinterschliche (Kiesschliche) wurden als Zuschlagsmaterial an die Hütte verkauft, waren aber stark blendig.

An der vorhin erwähnten Scheidung des Kalksteins mit dem Grünsteintrachite waren nun sowohl am Kalksteine, als an dem von ihm eingeschlossenen Erzstocke ganz eigenthümliche Erscheinungen wahrzunehmen, von denen nachher in §. 19 bei den Breccien des Grünsteintrachits umständlicher gesprochen werden wird.

Der Kalkstein, so wie der Erzstock sind nämlich mehrfach zerrissen und zersprengt, welche Risse und Spalten die Breccie ausfüllt. Erzbruchstücke der verschiedensten Größe waren nun auch von der Breccie umschlossen, und so bildete sich zunächst der Scheidung eine eigenthümliche Erzlagerstätte neuerer Entstehung, eine Erzbreccie oder ein Erztrümmergestein, das mit der ursprünglichen Lagerstätte im Kalke, nämlich dem Bleistocke noch zusammenhing, und zum Abbaue diente. Der alte Bleistock, zog sich im Kalke und an der Scheidung zusammen bei 70 Klafter tief nieder.

Der neue Bleistock am nordwestlichen Gehänge des Dealu Ambru gelegen, setzte von der Thalsohle des Vale Ambru ebenfalls steil bei 30 Klafter im Kalksteine nieder, bis auf die Scheidung mit dem unterirdischen Schiefer, an welcher er sich über 12 Klafter flach niederzog und zwischen festem Gesteine (Kamp) allmählig an Mächtigkeit abnahm. Wo die Stockmasse dem Schiefer aufsaß, war letzterer ebenfalls mit Schwefelkies und Bleiglanz durchzogen. Die Stockmasse hatte, ähnlich wie beim alten Bleistocke, eine Einfassung von manganhaltigen, jedoch höher oxydirten Mineralien, nämlich Schwarzmanganerze und Manganmulm und führte auch in einem Haufwerke von verschieden großen und verschieden gestalteten mit einander zusammenhängenden Butzen die gleichen Erz- und Mineralgemenge, nur weniger Bleiglanz. Der möglichst rein ausgeschiedene Bleiglanz hielt im Centner bloß 2 Loth in Silber und 45 Pfd. in Blei. Die Pochgänge lieferten durchschnittlich bloß 7 Percent Bleischlich mit einem Halte von 40 Pfd. Blei und 1½ Loth göldisch Silber, wovon die Mark 3—4 Denär Feingold enthielt. Es war auch hier der Schwefelkies goldhältig.

Der neue Bleistock hatte stellenweise eine Mächtigkeit bis über 10 Klafter und hing überdies durch Spuren, Schnüre und Trümmer von Kies und Bleiglanz mit noch anderen Nestern und Butzen von Kies und Bräune zusammen, die in seinem Bereiche im Kalksteine zerstreut herum lagen.

Der Kiesstock in der Nicolai- (ehemals Emerici-) Grube, die am Dealu Vunet am östlichen Abfalle der Baja rosia gelegen ist, führte größtentheils Kiese von geringem Metallhalte, die blos als Zuschlagsmaterial zur Hütte geliefert wurden. Er setzte ebenfalls im Kalksteine auf, wurde aber daselbst wegen seiner größeren Festigkeit weniger gern betrieben und abgebaut, als an der Scheidung mit dem Grünsteintrachyte, an welcher eine ähnliche Erzbreccie bestand, wie in der Josefgrube beim alten Bleistocke.

Eine gleiche Bewandtniß hat es auch mit dem Kiesstocke in der Stefangrube am Berge Gyilkos. Dieser wird wegen seiner Mächtigkeit, Ergiebigkeit, so wie auch wegen seines Metallgehaltes als der wichtigste Kiesstock in Offenbánya bezeichnet. Der Metallhalt des reinen Kieses betrug ¾ bis 2 Loth göldischen Silbers und 6 Pfd. in Kupfer pr. Centner. Die Mark göldischen Silbers hielt 30 bis 40 Denär Feingold. Der Kupfergehalt rührte ohne

Zweifel von Fahlerzen her, welche hie und da im Kiese eingesprengt waren. Der Stock setzte gleichfalls theils im Kalksteine selbst auf, theils an seiner Scheidung mit dem Grünsteintrachyte, dessen Breccie bedeutende und viele Erztrümmer von ihm umschloß, so daß seine Mächtigkeit auch bis zu 12 Klafter angegeben wird. Wir werden später bei der Beschreibung der Breccien des Grünsteintrachytes im §. 19 auf das Verhalten der beiden Kiesstöcke in der Emerici- und Stefangrube noch einmal zurückkommen.

Der in neuester Zeit u. z. im J. 1847 in der Josefgrube auf der Glückaufstollensohle mit dem sogenannten Mittagschlage an der Scheidung mit dem unterirdischen Schiefer eröffnete und in den folgenden Jahren abgebaute Kiesstock hatte angeblich eine Ausdehnung von 17 Klafter Länge, 12 Klafter Breite und reichte bei 6 Klafter über die Stollensohle in die Höhe. Er lieferte Kies mit einem Halte von $^1/_4$ Loth göldisch Silber im Cent. und 20 Denär Feingold pr. Mark, und mit einem Lechgehalte von 55—65 Pfd. In seinem mittägigen Theile lieferte er auch bleiische Pochzeuge.

Aus den hier angegebenen Metallhälten und auch aus anderweitiger Erfahrung geht hervor, daß der in den Butzen oder Stöcken einbrechende Schwefelkies und Bleiglanz nicht bei allen diesen Lagerstätten vom gleichen Gehalte an Silber und Gold und beziehentlich auch vom Kupfer ist. Auch die hie und da in der Josef- und Stefangrube mit dem Kies eingebrochenen geringen Mengen von Fahlerz zeigten fast überall einen anderen Metallhalt und wechselten von 1 Loth bis über 100 Loth im göldischen Silber pr. Centner und von 5 — 6 — 10 bis über 100 Denär Feingold in der Mark. Je geringer der Gehalt der Fahlerze an göldischem Silber im Centner ist, desto höher stieg bisweilen der Gehalt von Feingold pr. Mark göldischen Silbers. In der Stefangrube war der Gehalt der Fahlerze an göldischen Silber durchschnittlich 20 Loth im Centner und 10 bis 15 Denär Feingold pr. Mark. In der Josefgrube wurden mit Kies durchmengte Fahlerze in neuerer Zeit erbrochen, welche $2^1/_2$ Loth göldisch Silber im Centner und 5—6 Denär Feingold pr. Mark enthalten.

Ingleichen ist auch der Metallgehalt der Bräune nicht bei allen Butzen gleich, und bestand bisweilen in $^1/_2$ Loth göldisch Silber im Centner und auch über 100 Denär Feingold in der

Mark. Die eigentliche Bräune, welche mehr das Innere der Butzen einnahm, zeigte allemal einen höheren Metallgehalt als die schwarzbraune mehr manganhältige Masse, welche die Einfassung der Butzen bildet.

Zu der Erzführung des Kalksteines am Dealu Ambru ist auch noch beizuzählen das Vorkommen einer mehrzölligen, aus Antimonglanz, Kalkspath und Quarz bestehenden Erzkluft, welche mit nordnordöstlichem Streichen und steilem Fallen mit Beibehaltung ihrer Füllung und sonstigen Verhaltens aus dem Kalksteine in den angränzenden Grünsteintrachyt setzt. Der Antimonglanz war gewöhnlich nur eingesprengt im Kalkspath und Quarz. Man prüfte diese Antimonkluft in zwei Bausohlen auf längere Strecken, ohne irgend an einem Punkte einen größeren Adel und bessere Erze zu finden. Sie ist daher ohne alle Bedeutung.

§. 14. Der Sitz dieser verschieden gestalteten, theils einzeln zerstreuten, theils mannichfach mit einander zusammenhängenden regellosen Erzlagerstätten sind vornehmlich die Kalksteine auf den Bergen Ambru, Vunet, Fereghо, Baja rosia und Ghilkos. In den Kalksteinen der Piatra Kapri und des Dealu Pinuluj und Vale Szotsilor, welche doch ebenfalls von mehr dolomitischem Gepräge sind, so wie in den übrigen Kalkpartien und Kalklagern der Gegend wurden sie bis jetzt noch nicht gefunden. —

Ueber die Entstehungs- und Bildungsart dieser Lagerstätten ist es schwer, eine dem gegenwärtigen Stande der Wissenschaft allseitig entsprechende und befriedigende Erklärung zu geben. Der Verfasser hat zu jener Zeit, als er die Offenbánya'er Grubenbaue selbst besichtigte, alle hiezu erforderlichen Behelfe theils nicht einholen können, theils einzuholen versäumt, und was er seither aus den verschiedenen ämtlichen und anderen Mittheilungen und Berichten, so wie aus gedruckten Schriften über Offenbánya entnommen hat und entnehmen konnte, ist keineswegs hinreichend, diese mannichfachen Lücken zu ersetzen. Nach den beschriebenen Erscheinungen glaubt er aber genug Gründe zu haben, diese Lagerstätten für Ausscheidungen und Concretionen aus der sie umschließenden Kalkmasse zu halten. Ob von ziemlich gleichzeitiger Entstehung mit dem Kalke selbst oder von späterer Entstehung, muß jedoch dahin gestellt bleiben. Auf eine Ausfüllung von Höhlenräumen und Spalten deuten sie nicht

hin, und diese dürfte höchstens nur an einzelnen Punkten stattgefunden haben.

An diese allgemeine Andeutung muß er aber doch noch folgende Bemerkungen anschließen.

Wenn man die Kalksteine der vorhin benannten Berge, welche der Sitz dieser Lagerstätten sind, mit den übrigen Kalkpartien und Kalklagern und insbesondere mit jenen im Bereiche des nahe gelegenen Vale Esora vergleicht, an deren Scheidungen Spath- und Magneteisensteine abgelagert sind, so findet man, mit Ausnahme des jedenfalls nur in untergeordneter und beschränkter Menge vorkommenden Blei- und Zinkmetalls, bei beiden eine gleiche Metallführung. Blos mit dem Unterschiede, daß hier die Metalle mehr mit dem Schwefel verbunden, als Schwefelmetalle auftreten, dort aber meist mit Sauerstoff verbunden als Oxydule und Oxyde.

Bei beiden ist kohlensaurer Kalk, kohlensaure Bittererde und kohlensaures Manganoxydul vorhanden, bei beiden auch Schwefelkies; nur dort, wo kohlensaures Eisenoxydul (Spatheisenstein) und Eisenoxydoxydul (Magneteisenstein) überwiegend auftreten, ist Schwefelkies in beschränkter Menge beigesellt, hier dagegen, wo letztere Verbindungen, nämlich die Eisensteine abgehen, ist er in großen Massen vorhanden. Wenn man nun annimmt, daß an die Stelle des hier an den Schwefel gebundenen Bleies und Zinkes bei den Eisenstein-Ablagerungen (kohlensaures Eisenoxydul) auch kohlensaures Blei- und Zinkoxyd, welche beide Verbindungen in der Natur sehr häufig vorkommen, im Gemenge sein können, auf deren Vorhandensein aber noch kein Versuch geschehen ist, und welche überdies auch sehr leicht der chemischen Analyse, wie der hüttenmännischen Probe sich entziehen können, weil sie in den Eisensteinen nicht concentrirt vorkommen: so finden wir hier, wie dort dieselben Urstoffe abgelagert und in dem Gemenge vertreten, nur — wie gesagt — hier überwiegend an den Schwefel, dort aber an den Sauerstoff gebunden.

An diese Bemerkung läßt sich nun weiters eine andere anschließen. Diese regellosen, hauptsächlich Schwefelmetalle führenden Lagerstätten, so wie der sie beherbergende eigenthümliche Kalkstein kommen nämlich nur dort vor, wo das gewaltsame Hervorbrechen des Grünsteintrachites stattgefunden hat, und auffallenderweise ist gerade nur in dem Bereiche des erzführenden Kalksteines auch der zunächst angrenzende Grünstein-

trachyt am meisten mit Kiesen durchdrungen und zersetzt und führt auch die meisten und edelsten Erze, wie nachher gezeigt werden wird. Man kann sich des Gedankens nicht erwehren, daß jene Kalksteine, an deren Scheidungen die Spath- und Magneteisensteine auftreten, hier in der Nähe des Durchbruches der grünsteintrachitischen Massen eine Umänderung ihres Bestandes erlitten, aus den Metalloxyden sich Schwefelmetalle gebildet und diese in den verschiedensten Gestalten sich zusammengezogen und ausgeschieden haben mochten.

Ich muß mich auf diese Bemerkungen und Andeutungen beschränken, da — wie gesagt — die erforderlichen Behelfe abgehen, um in eine weitere Auseinandersetzung sich einlassen zu können.

C. Karpathensandstein.

§. 15. So mannigfach in seinen Arten sich dieses Sandsteingebilde auch zeigt, so läßt sich doch, was sein Vorkommen in der Offenbányaer Gegend betrifft, im Folgenden sein Hauptcharakter zusammen fassen. Eine meist graue bläuliche, oft aber auch gelbliche, bräunliche, röthliche und dunkelrothe Bindemasse, in welcher bald thonige, bald kieselige, bald kalkige Bestandtheile, untermengt mit vielen Glimmerblättchen, vorwalten, umhüllt Körner, Rollsteine und Geschiebe der verschiedensten Größe, vom feinsten Korne bis zu Kubikfußgröße, meistentheils von Quarz, weniger von Kieselschiefer, dann von Granit, Gneus, Glimmerschiefer, Thonschiefer, am seltensten von Kalkstein, und gestaltete entweder feine Schieferthone oder Sandsteinschiefer, dann fein- oder grobkörnige Sandsteine von verschiedener, meist aber grauer Färbung, und endlich die gröbsten Conglomerate. Das Belegtsein der Langenbruchflächen der Schiefer und der feinkörnigen Sandsteine mit vielen weißen oder gelblichen Glimmerschüppchen und Blättchen ist diesen Gesteinen eigenthümlich.

Die Körner der Sandsteine bestehen hauptsächlich aus Quarz, dem nur hie und da ein Kieselschieferkorn beigemengt ist; andere Gesteinkörner sind höchst selten. Uebersteigen jedoch die Rollsteine und Geschiebe schon die Größe einer Wallnuß, so herrschen dann unter ihnen die Granite, Gneuße und andere feste Schiefer vor, die zu förmlichen Blöckeu über Kubikfuß anwachsen, und welchen

der Quarz nur in ei-, faust- und selten in kopfgroßen Geröllen beigesellt ist, bisweilen aber auch sammt der Bindemasse ganz verdrängt wird. So auf dem Berge Dumbrawa bei Offenbanya, dann bei Muntsel. Die Sandsteine mit kalkigem Bindemittel sind häufig mit weißen Kalkspathadern nach den verschiedensten Richtungen durchzogen.

Von Versteinerungen hat der Verfasser aufgefunden in einem dunkelgrauen Mergelschiefer den Abdruck der Oberseite eines Echiniten aus der Spatangusfamilie, ferner verkohlte Stängel und Abdrücke von länglichen spitzigen Blättern, ähnlich den Weidenblättern, deren Bestimmung aber unzuläßig war, dann in einem groben Conglomerate von Quarz- und Urschiefergeröllen den Abdruck einer ziemlich großen groblängsgerippten Schnecke. Der Fundort ist das südliche Gehänge des Berges Dumbrawa bei Offenbánya (oberhalb des Holzrechens) am linken Aranyosufer wasseraufwärts gegen Muntsel. Die im Museum der k. k. geologischen Reichsanstalt aufbewahrten Stücke sind vom Verfasser im J. 1840 dahin gelangt.

Die verschiedenen Glieder des Karpathensandsteins besitzen eine verschiedene Mächtigkeit, und sind sehr deutlich geschichtet, zumal die feinkörnigen und schiefrigen Arten. Die Conglomerate haben eine weit geringere Mächtigkeit als die feinkörnigen Sandsteine und Schiefer, dafür aber mehrere Fuß mächtige Schichten. Die Streichungsrichtung der Schichten kann im Allgemeinen gegen Nordost angenommen werden, und ein Fallen nach Osten.

Bezüglich der Lagerungsfolge der verschiedenen Glieder ist bei Offenbánya zu beobachten, daß auf dem Glimmerschiefer zuerst graue, dann rothe lettige Lagen mit eingeschlossenen Rollsteinen und Geschieben von Quarz, Kieselschiefer und Granit aufruhen. Hierauf folgen kleinkörnige Sandsteine, von ansehnlicher Mächtigkeit, dann ein grobes Conglomerat, nur wenige Klafter mächtig, dann Mergel und Mergelschiefer und Schieferthone, welche wieder unter stetem Wechsel von verschiedenen Sandsteinen überdeckt werden.

Die Stellung des Karpathensandsteins gegenüber dem Glimmerschiefer zeigt manches Unregelmäßige, und wurde bereits im §. 5 zur Sprache gebracht. Metallische und andere nutzbare Lagerstätten sind bis jetzt in dem Karpathensandsteine der Offenbányaer Gegend noch nicht gefunden worden.

d. Grünsteintrachit (Grünsteinporphir) und Grünsteintrachitbreccie (Prophirbreccie).

§. 16. Der Verfasser folgt beim Gebrauche des Ausdrucks Grünsteintrachit statt der früheren Benennung (Grünsteinporphir) blos der gegenwärtig mehr üblichen, von der k k. geologischen Reichsanstalt und auch vom Herrn Franz v. Hauer (Geologie Siebenbürgens) für dieses Gebilde gewählten und angenommenen Bezeichnung, ohne die Wahl dieses Ausdrucks völlig billigen zu können. —

So wie in allen anderen Bergbezirken Siebenbürgens und Ungarns, wo dieses Gebilde auftritt, zeigt es auch hier je nach seiner Nähe oder Entfernung von den in ihm eingeschlossenen Erzlagerstätten eine von einander sehr verschiedene Eigenthümlichkeit.

Im frischen Zustande, entfernt von den Erzlagerstätten, besitzt es eine graue, am Dealu Affinis und Vale Ambru, oder dunkelgraugrüne ins Braune übergehende, am Dealu Vunet und Affinis, oder auch braunschwarze, am Dealu Prunilor, bisweilen auch schmutzig weiße, am Dealu Ambru, Grundmasse, die mehr weniger durch das Hervortreten kleiner schwarzer oder grünlicher Hornblendekristallchen ihren Bestand aus dichtem Feldspath und Hornblende erkennen läßt, öfters aber bei inniger Mengung dieser Bestandtheile als eine homogene Feldsteinmasse sich darstellt. In dieser mehr weniger dichten, hie und da fast muschligen und glasartigen (Dealu Prunilor, Vale Kapri) Grundmasse sind Kristalle von weißem Feldspath (Orthoklas oder Oligoklas ?), von Hornblende und Glimmer, und selten (Vale Szotfilor) Quarzkörner eingebettet, und so das Gestein als ein Porphir gekennzeichnet.

Die Feldspathkristalle sind theils scharf geschieden von der umhüllenden Grundmasse, theils mit ihr verwachsen, letzteres insbesondere bei einer dichten, scheinbar homogenen Grundmasse, wobei sie dieselbe Färbung wie die Grundmasse besitzen. Der Feldspath zeigt an vielen Stellen ein glasartiges Ansehen. Die Grundmasse wird mehr rauh und zellig und das Gestein übergeht dann allmählig in Trachit.

Die Hornblendekristalle, häufig dunkelgrün, schwarz, seltener lichter gefärbt, am Dealu Karuluj, erscheinen von den kleinsten zartesten Nadeln an bis zu einer Größe über eine bis 2 Linien am

Dealu Prunilor, Vale Ambru. Hie und da verschwindet sie auch ganz aus der Masse.

Der Glimmer ist im Allgemeinen seltener eingesprengt als die Hornblende und fehlt auch bisweilen ganz. Er ist braun oder schwarz in rundlichen Blättchen oder in dünnen sechsseitigen, auch bis 2 Linien großen Tafeln. Außer den Einsprenglingen von Hornblende und Glimmer enthält das Gestein sowohl im frischen als aufgelösten Zustande bisweilen größere Partien von beiden Mineralien umschlossen, jedoch sehr selten und niemals von ansehnlicher Größe.

Schwefelkies ist in dem Grünsteintrachite meistens sehr fein eingesprengt, jedoch in großer Menge nur in der Nähe von Erzlagerstätten. Eine Beimengung von Magneteisenstein läßt sich nur beim Uebergange in den Trachit wahrnehmen.

Fast sämmtliche Grünsteintrachite, wenn sie im frischen Zustande sich befinden, zumal die dichten, brausen mit Säuren, beurkunden also einen Gehalt von kohlensaurem Kalk.

§. 17. Wesentlich verschieden von dem so eben beschriebenen ist der Charakter der Grünsteintrachite, welche sich in der Nähe von Erzlagerstätten und namentlich von Erzklüften befinden. Hier hat das Gestein seinen frischen Zustand verloren und zeigt sich, je näher den Klüften, allmählig immer mehr zersetzt und aufgelöst, und ist mit feinen Schwefelkieskristallen durchsäet. Diese Zersetzung erstreckt sie ebenso auf die Grundmasse, wie auf die von ihr eingeschlossenenen Kristalle von Feldspath, Hornblende und Glimmer, welche ebenfalls mit den feinsten Kiespünktchen durchdrungen sind, und von ganz anderer und zwar viel lichterer Färbung, wie gebleicht, erscheinen. Die Feldspathkristalle, die in der homogenen Masse des frischen Gesteins oft nicht wahrzunehmen sind, treten deutlich hervor, und sind weiß, gelblichweiß und auch röthlichweiß.

In manchen Stellen der Grubenbaue geht in der Nähe der Erzklüfte auch die Porphirstructur des Gesteins fast ganz verloren, und es gestaltet sich ein weißes, kollyritisches erdiges und dabei weiches, oft mit vielem Kies durchdrungenes Gestein, welches man in Offenbánya Maal nennt, so in der Franz- und Dreifaltigkeitgrube; an anderen Stellen aber erhält sich der Porphircharakter des Gesteines fort, und dasselbe besitzte in unmittelbarer Nähe der Erzklüfte nur nach Maßgabe seiner Festigkeit eine größere oder geringere Aufgelöstheit.

Der aufgelöste Grünsteintrachit braust nicht mehr mit Säuren. Er hat sonach seinen Antheil an kohlensaurem Kalk in der Nähe der Erzklüfte eingebüßt.

Sowohl der aufgelöste als auch der frische Grünsteintrachit bietet am Tage wenig Felsenpartien oder sonstige entblößte Stellen dar, um über die Struktur seiner Gebirgsmassen näher belehrt werden zu können. An einzelnen Punkten des Dealu Prunilor und Vunet und insbesondere in den Querschlägen der Segengottes- und Glückaufstollen kann man ein streifweises paralleles Auftreten mehr dunklerer und lichterer und zugleich mehr und weniger fester Arten wahrnehmen, ähnlich dem Vorkommen in anderen Bergbezirken, z. B. Nagyag, und daraus um so mehr auf einen bankförmigen Bau der Gebirgsmassen schließen, als in derselben Streichungs- und Fall-Richtung nicht blos viele Strukturflächen, sondern auch sehr viele Erzklüfte gelagert sind. Wir werden später noch darauf zurückkommen.

Uiberdies kommen Striche festeren Gesteins auch in anderen Richtungen, als hier angedeutet wurde, vor. Hinneigung zur kugelförmigen Struktur zeigt der Grünsteintrachit blos an einem einzigen Beobachtungsorte im Vale Szotsilor.

Breccien des Grünsteintrachits.

§. 18. Eine höchst eigenthümliche Erscheinung an dem Grünsteintrachite muß nun hervorgehoben werden, welche zugleich viel Licht auf seine Bildungsweise wirft, nämlich das Einschließen von Bruchstücken anderer Gesteine, und namentlich von Glimmerschiefer, Gneus, Quarz, Kalkstein, Kieselschiefer, überhaupt von den zum Glimmerschiefergebirge gehörigen Gesteinen und Mineralien, so wie auch von Porphirarten? (Grünsteintrachiten?) und endlich auch Bruchstücke von Erzen. Die Porphirbruchstücke sind in der Regel von einer feinkörnigeren Art, als hier gewöhnlich verkömmt.

Der Verfasser ist der Ansicht, daß viele dieser Bruchstücke nicht dem Grünsteintrachite selbst oder einem anderen Porphirgesteine, sondern vielmehr den dioritischen Gesteinen entnommen worden seien, welche als untergeordnete Lager vom Glimmerschiefer beherbergt werden. Die Veränderungen, welche sonst alle Bruchstücke ohne Unterschied in der Breccie zeigen, machen es wahrscheinlich,

daß auch diese dioritischen Bruchstücke eine Veränderung erlitten haben, wodurch sie ein ganz verschiedenes Ansehen erhielten, als sie früher innehatten.

Die verschiedenen Bruchstücke und namentlich von den benannten Schieferarten nehmen an mehreren Stellen im Bereiche des Grünsteintrachits, und zwar nicht blos an seinen Scheidungen mit dem Glimmerschiefer und Kalke, sondern auch mehr entfernt von diesen Berührungsstellen in Mitte seiner Körpermasse oft so überhand, daß sich wirkliche Gestein-Breccien von mehrfacher Beschaffenheit gestalten. Durch den Grubenbau sind folgende näher bekannt geworden:

Eine graue erdige Grundmasse, worin unvollkommen ausgebildete Feldspathkristalle und kleine Schwefelkieskristalle eingestreut sind, welche überhaupt eine verworrene kristallinisch porphirige Zusammensetzung zeigt, umschließt insbesondere sehr viele Bruchstücke der vorhin bezeichneten Schieferarten, der kleinsten bis zur Kopfgröße, stellenweise auch von Kalk und von dioritischen Gesteinen (Grünsteintrachite?), von Quarz und bisweilen auch einzelne Granate, endlich an einzelnen Punkten auch Bruchstücke von Erzen (Schwefelkies, Bleiglanz, Blende).

Bei Abnahme der Bruchstücke, besonders der größeren, nimmt die Bindemasse durch häufigere Ausscheidung von Kristallen immer mehr das porphirige Gepräge wieder an und das Gestein übergeht allmählig in den Grünsteintrachit, oder ist von demselben durch ein bloßes Gesteinblatt getrenet Derlei Breccien kommen allenthalben an den Scheidungen des Grünsteintrachits mit dem Schiefer oder Kalke vor, so in den Bergen Ambru und Affinis in der Josefgrube, häufig und in bedeutender Mächtigkeit aber in der Franz- und Michaelgrube. In der Nähe von Erzlagerstätten, namentlich von Erzklüften, erleiden diese Breccien eine ähnliche Veränderung wie der Grünsteintrachit. Es ist nicht nur ihre Grundmasse, sondern sind auch die eingeschlossenen Bruchstücke vielfach aufgelöst und zersetzt, und an ihren Klüftchen und Rissen mit Kieskristallchen belegt und in ihrer Masse mit Kies durchdrungen, sogar die eingeschlossenen Granaten.

Außer den angegebenen Gebirgen, wo in dem Offenbánya'er Grubenbaue Breccien vom Grünsteintrachit aufgeschlossen worden sind, gibt es auch noch einige Punkte am Tage, so im Vale Ambru

und Perin Oburszi, wo derlei Breccien anstehen. Sie sind von der früher angegebenen nicht verschieden, mit Ausnahme, daß sie in Folge der Verwitterung in einem etwas veränderten Zustande sich befinden.

Etwas verschieden von der so eben beschriebenen, besonders in ihrer Grundmasse, sind die Breccien, welche in der Stefan- und Nicolai-(Emerici)-Grube an der Scheidung des Grünsteintrachites mit dem Kalke angefahren und aufgeschlossen worden sind. Der Grünsteintrachit verlor nämlich gegen die Scheidungen hin immer mehr seine porphirige Struktur, und überging in eine lettige, glimmerige, grünlichgraue, bisweilen auch bläulichgraue (in Emerici) Masse, welche verschiedengroße Bruchstücke von Gestein und Mineralien einschloß, übrigens auch mit Kies durchsäet und durchdrungen war, wie die vorhin beschriebenen Breccien. In Offenbánya, so wie überhaupt in Siebenbürgen nennt man diese lettige aus porphirigem und stellenweise aus glimmerschieferigem Materiale zusammengesetzte milde Gesteinmasse Glauch. In der ehemaligen Emericigrube soll der blaugraue Letten auch Bleiglanz enthalten haben.

Verhalten des Grünsteintrachites und der Breccien an den Scheidungen mit Glimmerschiefer und Kalk.

§. 19. Das Verhalten des Grünsteintrachits und seiner Breccien an den Berührungsstellen mit dem Glimmerschiefer und dem Kalksteine ist nicht überall gleich.

In der Franzgrube ist die Scheidung des Glimmerschiefers mit der Breccie in dem Segengottes- und dem Glückaufstollen durchfahren und blosgelegt worden, und es zeigt sich, daß die Breccie je näher an die Scheidung immer mehr und mehr, und immer größere Bruchstücke von Glimmerschiefer aufnimmt, zwischen welche die porphirige Masse sich drängt, und daß zugleich die vorher unordentliche und verworrene Lage dieser Bruchstücke immer mehr und mehr abnimmt und dem Streichen und Fallen des Glimmerschiefers sich anpaßt, bis endlich auch die herumschwärmenden, lettigen und porphirigen Trümmer sich ganz verlieren, und bloß der Glimmerschiefer ansteht.

An einem anderen Punkte u. z. in der Josefgrube ist ein derartiger scheinbarer Uibergang des Grünsteintrachits in den Glimmer-

schiefer nicht wahrzunehmen, und ist letzterer von der Breccie mehr scharf abgegränzt, und steht neben ihr in steiler Stellung. Der Grund dieses verschiedenen Verhaltens mag zum Theil in der Beschaffenheit und in der Schichtenstellung des Glimmerschiefers gelegen sein.

An den Scheidungen des Grünsteintrachites mit dem Kalksteine findet man entweder beide mit einander wie verwachsen, so an mehreren Punkten der Josefgrube und es besteht daselbst entweder gar keine Breccie oder eine solche mit vergleichsweise wenigen Bruchstücken, oder es sind ebenfalls große Massen von Brecciengesteinen an der Scheidung abgelagert, jedoch von wesentlich anderer Beschaffenheit und von anderem Verhalten als die vorhin beschriebenen. Man findet nämlich in mehreren Grubenbauen, so im Dealu Ambru an mehreren Punkten der Josefgrube und dann im Dealu Bunet in der Nicolai- (Emerici-) Grube und am Gyilkos in der Stefangrube, daß die vorhin im §. 18 bezeichneten Breccienmassen nicht blos Bruchstücke verschiedener Größe von Kalk und anderem Gesteine, sondern auch von Erzen, von Schwefelkies, Zinkblende und Bleiglanz rc. einschließen, und sich zwischen den Kalk in mannigfacher Weise eindrängen, daß diese Erzbruchstücke mit gleichen Erzen im Kalke im Zusammenhange stehen, und in der Breccie sich bisweilen so massenhaft anhäufen, und in verschiedenen Richtungen fortziehen, daß sie selbst Gegenstand der bergmännischen Gewinnung werden können und auch geworden sind. In §. 13 wurde bereits angeführt, welche eigenthümliche Erscheinungen der sogenannte alte Bleistock der Josefgrube an der Scheidung mit dem Grünsteintrachit, sowohl im Kalksteine selbst als auch in dem Erzstocke und in der angränzenden Grünsteintrachitbreccie wahrnehmen ließ. Die porphirige Grundmasse derselben enthält nämlich außer vielen Kalk- und porphirigen (Diorit-) Grünstein- und noch andern Bruchstücken, die alle mit sehr vielem Kies durchsäet und durchdrungen sind, auch sehr viele Erzbruchstücke, sie drängte sich in Risse, Spalten und Höhlungen des Kalksteines und des Erzstockes und bildete aus Bruchstücken des Letzteren und im Zusammenhange mit der urspünglichen Erzlagerstätte eine eigene Erzbreccie, gleichsam einen Erzstock neuerer Entstehung oder eine secundäre Erzlagerstätte.

Dieselbe Bewandtniß hatte es, wie bereits gesagt, auch mit

den Kiesstöcken in der ehemaligen Emerici- und in der Stefangrube, nur mit dem Unterschiede, daß statt der porphirigen Grünsteintrachitgrundmasse eine mehr thonige, lettige, glimmerige Grundmasse (Glauch) die Gesteins- und Erzbruchstücke umschloß. Ihr Zusammenhang mit den von angränzendem Kalkstein umschlossenen Erzbutzen war ganz derselbe, wie beim alten Bleistocke, und es ist aus allen Berichten der früheren Zeit, wo diese Gruben und Stöcke noch im Betriebe standen, zu entnehmen, daß von der Steinscheidung weg, die Erzmassen sich in den angränzenden Kalkstein hinein ziehen und durch Kies- und Bleiglanztrümmer mit anderen Erzbutzen zusammenhängen, deren Abbau jedoch wegen größerer Gesteinfestigkeit schwieriger gewesen sei. Aehnliche Verhältnisse werden auch an anderen, bis jetzt noch unaufgeschlossenen Punkten der dortigen Gebirge, überhaupt dort obwalten, wo die Grünsteintrachitbreccie mit den Erzstöcken und Erzbutzen des Kalksteins in Berührung kam.

Diese Beschreibung der Blei- und Kiesstöcke in Offenbánya, und der mit ihnen im Zusammenhange stehenden Erztrümmergesteine oder Erzbreccien, wie sie im §. 13 und hier im §. 19 geliefert wurden, sind nun allerdings von den gedruckten und nicht gedruckten Beschreibungen anderer Schriftsteller in vielen Stücken sehr abweichend. Eine Vergleichung kann füglich unterlassen werden. Der Verfasser trägt die Ueberzeugung, daß seine Auffassung der dortigen Verhältnisse die richtigere sei, zumal sich die scheinbaren Anomalien ganz gut erklären lassen. Jeder Geognost, der die Offenbányaer Erzniederlage einer nur halbwegs eindringlichen Forschung unterzieht, wird zweifelsohne zu einer ähnlichen Auffassung gelangen.

Erzführung des Grünsteintrachits und seiner Breccien. Tellur- und Feingoldklüfte.

§. 20. Die im vorigen §. aufgeführte Erscheinung, daß der Grünsteintrachit in seinen Breccien bisweilen auch Erzstücke von solcher Menge und Größe umschließt, daß sie Gegenstand bergmännischer Gewinnung geworden sind, kann nicht als eine ihm eigenthümliche Erzführung betrachtet werden, sondern blos als eine rein zufällige. Wir brauchen darauf auch weiter keinen Bedacht zu nehmen.

Die eigentliche Erzführung des Grünsteintrachites besteht

a) hauptsächlich in Gängen oder vielmehr Klüften, u. z. in Tellur- und Goldklüften,

b) Silbererzklüften, goldhältigen Kiesklüften und endlich in Blei- und Antimonklüften und

c) in Kiesnestern und Kiesbutzen.

Eine auffällige Erscheinung ist es, daß der Hauptsitz der Erzführung auf einen kleinen Raum, und gerade nur in der Nähe der erzführenden Kalksteine zusammengedrängt ist, und daß außerhalb dieses Bereiches keine sonderlich beachtenswerthen Erzlagerstätten in der doch sonst umfangreichen Masse des Grünsteintrachites mehr aufgefunden werden konnten.

Der Hauptsitz der Erzniederlage ist in den Klüften, welche Tellurerze und Freigold führen. So viel bis jetzt durch den Bergbaubetrieb aufgeschlossen wurde, ist das Gebiet derselben sehr beschränkt. Seine nördliche Gränze ist die Scheidung des Grünsteintrachites oder vielmehr der Grünsteintrachitbreccie mit dem Glimmerschiefer in Vale Vojilor und wurde auch unterirdisch in der Franzgrube auf der Segengottes- und Glückaufstollensohle angefahren und aufgeschlossen. Von dieser nördlichen Gränze an zieht sich ihr Gebiet in einer bis auf beiläufig 140 Klftr. in der Mitte sich ausdehnenden, weiter aber wieder abnehmenden Breite gegen Süd-Süd-West entlang der Gehänge der Berge Affinis und Vunet, und durch die Grubenfelder der Franz und Barbara, auf beiläufig 350 Klftr. fort, bis es im Nicolai- (Emerici-) Felde an der Scheidung des Grünsteintrachites mit dem Kalkstein und Schiefer der Berge Vunet und Vaja rosia endet, wo, wie vorhin bemerkt, in der letzgenannten Grube Baue auf Kiesstöcken und Kiesbutzen getrieben wurden. Oestlich ist es zum größten Theile scharf begränzt durch den Kalkstein und unterirdischen Schiefer der Josefgrube im Berge Ambru, wo ebenfalls die Blei- und Kiesbutzen auftreten; westlich aber mangelt es an einer scharfen und sicheren Begränzung, und es läßt sich nur in so ferne eine Gränzlinie andeuten, als in dieser Richtung hin u. z. im westlichen Theile der Michael- und Dreifaltigkeitgrubenfelder, so wie in der Unverhofftglückgrube keine Tellur- und Freigoldklüfte mehr aufgefunden werden konnten.

Der mitternächtige Theil dieses Gebietes wird von einer bedeutenden Anzahl paralleler Klüfte eingenommen, fast sämmtliche mit einem Streichen in der Morgenstunde, quer der Längsrichtung

des Tellur-Gebietes und mit flachem mitternächtigen Fallen von 30 bis 40 Graden. Nur wenige gibt es, die denselben ins Kreuz streichen. Derlei parallele Morgenklüfte kommen bis über die Mitte des Tellurgebietes vor, und werden, wo seine größte Breite besteht, beiderseits in Osten und in Westen von den Mittagklüften Anton- und Neue Kluft begränzt, bis dann weiter in Mittag im Barbarafelde immer mehr stehende oder steil in Abend fallende Mittagklüfte ebenfalls parallel unter einander, und mit der Längsrichtung des Tellurterrains auftreten und die Oberhand gewinnen.

Es gibt weit über 30 solcher parallelen Morgenklüfte, wovon der größte Theil mit Zahlen von 1 bis über 20 numerirt ist, und ebenso gibt es auch eine beträchtliche Anzahl von stehenden Mittagklüften; so die 1, 2, 3, 4 stehende, die Johann- und Barbarakluft u. s. w.

Bemerkenswerth ist, daß fast alle zwischen der Anton- und der neuen Kluft streichende Morgenklüfte sich vom Hangenden der Antonkluft abzuziehen scheinen, und daß im Liegenden der Antonkluft gegen die Scheidung des Grünsteintrachits mit dem erzführenden Kalke des Dealu Ambru hin nur einzelne Klüfte, so die 15. Kluft auftreten, die aber nur bis an den Kalk fortsetzen und dann verschwinden. Die meisten dieser Morgenklüfte reichen aber auch gegen Westen nicht bis an die Neue Kluft, sondern nehmen schon früher beim Eintritt in die Breccie ein Ende.

§. 21. Der Charakter der Tellurklüfte besteht im Folgenden. Mit einem in der Regel kurzen Streichen, welches bei den Morgenklüften gewöhnlich kürzer, nur bei einzelnen, so bei der 15., ausnahmsweise über 60 Klafter, und bei den Mittagklüften, so bei der Antonkluft, über 80 Klafter, und bei der 1. und 2. stehenden und bei der alten Kluft im Barbarafelde über 100 Klafter gebracht werden konnte, vereinigen sie zugleich eine sehr geringe Mächtigkeit, die von einer kaum bemerkbaren Gangspur an gewöhnlich bis zu $^1/_8$", $^1/_4$"—$^1/_2$" beträgt, und nur ausnahmsweise bis zu 3, 4—5" anwächst. Häufig sind auch die Klüfte, zumal in der Barbaragrube so schmal, daß sie nur das geübte Bergmannsauge aufzufinden und zu verfolgen vermag. Ihr Streichen und Fallen weicht selten von der geraden Richtung ab, und findet man häufig sehr glatte Salbänder. In festeren Gesteinmitteln, die das Tellurterrain stellenweise quer auf die Richtung der Klüfte durchziehen, haben letztere

rungen, Durchkreuzungen, Aufsitzen und Zusitzen von Klüften keinen Einfluß auf deren Veredlung wahrnehmen. Nur ein einziger Ausnahmsfall der Adelszunahme soll bei der Scharung und Schleppung der 14. mit der 15. Kluft in der Franzgrube vorgekommen sein, bei welcher aber auch zusitzende Kies- oder Hornstein-Schnürchen eine Rolle gespielt haben mochten. Das Einbrechen des Tellurerzes in einer mehrzölligen Mächtigkeit gehörte zu den größten Seltenheiten und hatte namentlich auf der 15. Kluft in der Franzgrube Statt.

§. 23. Bemerkenswerth ist, daß mit der Erzführung der Tellurklüfte die Beschaffenheit des Nebengesteins in mancherlei Beziehungen steht. In dem festen, dichten und mehr glasartigen sogenannten wilden Porphire (Grünsteintrachite), den die Romanen Csorezk nennen, der ganz frisch, unzersetzt und unverändert sich darstellt, so wie in der ganz zersetzten weichen fast kolyritischen Gesteinmasse (Maal der Romanen) verlieren die Klüfte ihren Körper und ihre Füllung ganz und sind des Adels beraubt. Beide Gesteins-Extreme sind der Erzführung ungünstig. Eine Zersetzung des Gesteins bis zu einem gewissen Grade, und ein Durchdrungensein mit Kiesen ist jedoch überall vorhanden, wo die Klüfte Erze führen.

Von großem Interesse ist das Verhalten der Tellurklüfte, insbesondere in der Franzgrube im mitternächtigen Theile des Tellurterrains, wenn sie in ihrem Streichen oder Fallen in die Grünsteintrachitbreccie setzen oder überhaupt in derselben aufsitzen. Sie nehmen zum Theile eine andere Füllung an. Statt des Schrifttellurs führen sie nämlich ein anderes Tellurerz ähnlich dem Blättertellure (Nagyagit), und in dessen Gesellschaft auch gediegen Gold. Ihr Verhalten bezüglich der Adelspunkte bleibt übrigens das nämliche. Die Tellurerze und das Freigold kommen ebenfalls nur dort häufiger vor, wo Kiesschnürchen der Kluft zusitzen. Eine Ab- oder Zunahme des Adels in höheren oder tieferen Horizonten ist bei den Tellurklüften nicht beobachtet worden.

Unerwähnt können weiters nicht gelassen werden die Erscheinungen, wenn Tellurklüfte in ihrem Streichen die Gränzen ihres eigentlichen Gebietes berühren. Es setzte nämlich die 15. Kluft der Franzgrube im Liegenden der Antonkluft bis an die Kalksteinscheidung, wo sie, ohne in den Kalkstein einzugreifen, verschwand.

An der Berührungsstelle mit dem Kalksteine war derselbe, wie die ihn berührende Kluft selbst, auf eine kurze Strecke hinab mit Schrifttellur belegt.

In der Nikolaigrube setzte eine Tellurkluft ebenfalls bis an den Kalkstein, der hier von der früher beschriebenen eigenthümlichen Breccie mit der grünlichgrauen lettigen Grundmasse (Glauch) begränzt ist. An der Scheidung bildete sich in der Glauchmasse ein Erzneſtchen, welches Schrifterze und andere Tellurerze in Begleitung von Kalkspath führte. Es schüttete mehrere Centner reicher Erze, war aber bald ausgebaut. Die Tellurerze sollen sich tiefer aus dem Erzneſtchen verloren und an ihre Stelle Silbererze (Fahlerze) eingefunden haben.

§. 24. Uiber den Reichthum der Tellurklüfte entscheidet lediglich das häufigere oder minder häufige Einbrechen der Tellurerze. Das rein ausgeschiedene Schrifterz kömmt bis zu einem Halte von 1000 Loth göldischen Silbers im Centner und auf 180 bis 190 Denär Feingold in der Mark göldisch Silber. Die Blättererze haben einen geringeren Gehalt an Gold und Silber, obgleich sie selten ohne Spürungen von Freigold befunden werden. Das einbrechende Freigold hat einen Feingehalt von 21—22 Karat per Mark. —

Der Gehalt an Silber und Gold erstreckt sich bei den Tellurklüften nicht blos auf ihren schmalen Kluftkörper, sondern auch auf das einschließende Nebengestein. Dieses enthält in seiner Masse und in den Gesteinrißchen nicht blos goldführende Kiese, sondern auch Tellurerztheilchen, deren Menge je nach der Menge der einbrechenden Erze in der Kluft selbst nicht immer gleich ist. Aus diesem Grunde werden von den in der Grube gewonnenen und in den Scheidkram gebrachten Kluftstücken, welche Tellurerze in dem schmalen Kluftkörper enthalten, mehrere Erzposten von verschiedenem Metallgehalte ausgeschieden. Das rein abgekratzte Tellurerz (Schrifterz) gibt auf der Franzgrube als Erzpost Nr. 1 durchschnittlich 200—300 Loth göldisch Silber im Cent. und 140 Denär fein Gold pr. Mark. Das auf der Kluftfläche noch übriggebliebene Tellurerz wird mit der schmalen Quarzrinde abgeschlagen und hat zusammengemengt als Erzpost Nr. 2 einen Halt von 30—50 Loth göldisch Silber und 130—140 Denär fein Gold pr. Mark. Die von dem angränzenden Nebengestein $^1/_4$—$^1/_2$ Zoll stark abgeschlagenen

rungen, Durchkreuzungen, Auffitzen und Zusitzen von Klüften keinen Einfluß auf deren Veredlung wahrnehmen. Nur ein einziger Ausnahmsfall der Adelszunahme soll bei der Scharung und Schleppung der 14. mit der 15. Kluft in der Franzgrube vorgekommen sein, bei welcher aber auch zusitzende Kies- oder Hornstein-Schnürchen eine Rolle gespielt haben mochten. Das Einbrechen des Tellurerzes in einer mehrzölligen Mächtigkeit gehörte zu den größten Seltenheiten und hatte namentlich auf der 15. Kluft in der Franzgrube Statt.

§. 23. Bemerkenswerth ist, daß mit der Erzführung der Tellurklüfte die Beschaffenheit des Nebengesteins in mancherlei Beziehungen steht. In dem festen, dichten und mehr glasartigen sogenannten wilden Porphire (Grünsteintrachite), den die Romanen Csorezk nennen, der ganz frisch, unzersetzt und unverändert sich darstellt, so wie in der ganz zersetzten weichen fast kolyritischen Gesteinmasse (Maal der Romanen) verlieren die Klüfte ihren Körper und ihre Füllung ganz und sind des Adels beraubt. Beide Gesteins-Extreme sind der Erzführung ungünstig. Eine Zersetzung des Gesteins bis zu einem gewissen Grade, und ein Durchdrungensein mit Kiesen ist jedoch überall vorhanden, wo die Klüfte Erze führen.

Von großem Interesse ist das Verhalten der Tellurklüfte, insbesondere in der Franzgrube im mitternächtigen Theile des Tellurterrains, wenn sie in ihrem Streichen oder Fallen in die Grünsteintrachitbreccie setzen oder überhaupt in derselben aufsitzen. Sie nehmen zum Theile eine andere Füllung an. Statt des Schrifttellurs führen sie nämlich ein anderes Tellurerz ähnlich dem Blättertellure (Nagyagit), und in dessen Gesellschaft auch gediegen Gold. Ihr Verhalten bezüglich der Adelspunkte bleibt übrigens das nämliche. Die Tellurerze und das Freigold kommen ebenfalls nur dort häufiger vor, wo Kiesschnürchen der Kluft zusitzen. Eine Ab- oder Zunahme des Adels in höheren oder tieferen Horizonten ist bei den Tellurklüften nicht beobachtet worden.

Unerwähnt können weiters nicht gelassen werden die Erscheinungen, wenn Tellurklüfte in ihrem Streichen die Gränzen ihres eigentlichen Gebietes berühren. Es setzte nämlich die 15. Kluft der Franzgrube im Liegenden der Antonkluft bis an die Kalksteinscheidung, wo sie, ohne in den Kalkstein einzugreifen, verschwand.

An der Berührungsstelle mit dem Kalksteine war derselbe, wie die ihn berührende Kluft selbst, auf eine kurze Strecke hinab mit Schrifttellur belegt.

In der Nikolaigrube setzte eine Tellurkluft ebenfalls bis an den Kalkstein, der hier von der früher beschriebenen eigenthümlichen Breccie mit der grünlichgrauen lettigen Grundmasse (Glauch) begränzt ist. An der Scheidung bildete sich in der Glauchmasse ein Erznestchen, welches Schrifterze und andere Tellurerze in Begleitung von Kalkspath führte. Es schüttete mehrere Centner reicher Erze, war aber bald ausgebaut. Die Tellurerze sollen sich tiefer aus dem Erznestchen verloren und an ihre Stelle Silbererze (Fahlerze) eingefunden haben.

§. 24. Uiber den Reichthum der Tellurklüfte entscheidet lediglich das häufigere oder minder häufige Einbrechen der Tellurerze. Das rein ausgeschiedene Schrifterz kömmt bis zu einem Halte von 1000 Loth göldischen Silbers im Centner und auf 180 bis 190 Denär Feingold in der Mark göldisch Silber. Die Blättererze haben einen geringeren Gehalt an Gold und Silber, obgleich sie selten ohne Spürungen von Freigold befunden werden. Das einbrechende Freigold hat einen Feingehalt von 21—22 Karat per Mark. —

Der Gehalt an Silber und Gold erstreckt sich bei den Tellurklüften nicht blos auf ihren schmalen Kluftkörper, sondern auch auf das einschließende Nebengestein. Dieses enthält in seiner Masse und in den Gesteinrißchen nicht blos goldführende Kiese, sondern auch Tellurerztheilchen, deren Menge je nach der Menge der einbrechenden Erze in der Kluft selbst nicht immer gleich ist. Aus diesem Grunde werden von den in der Grube gewonnenen und in den Scheidkram gebrachten Kluftstücken, welche Tellurerze in dem schmalen Kluftkörper enthalten, mehrere Erzposten von verschiedenem Metallgehalte ausgeschieden. Das rein abgekratzte Tellurerz (Schrifterz) gibt auf der Franzgrube als Erzpost Nr. 1 durchschnittlich 200—300 Loth göldisch Silber im Cent. und 140 Denär fein Gold pr. Mark. Das auf der Kluftfläche noch übriggebliebene Tellurerz wird mit der schmalen Quarzrinde abgeschlagen und hat zusammengemengt als Erzpost Nr. 2 einen Halt von 30—50 Loth göldisch Silber und 130—140 Demär fein Gold pr. Mark. Die von dem angränzenden Nebengestein $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{2}$ Zoll stark abgeschlagenen

rungen, Durchkreuzungen, Auffitzen und Zusitzen von Klüften keinen Einfluß auf deren Veredlung wahrnehmen. Nur ein einziger Ausnahmsfall der Adelszunahme soll bei der Scharung und Schleppung der 14. mit der 15. Kluft in der Franzgrube vorgekommen sein, bei welcher aber auch zusitzende Kies- oder Hornstein-Schnürchen eine Rolle gespielt haben mochten. Das Einbrechen des Tellurerzes in einer mehrzölligen Mächtigkeit gehörte zu den größten Seltenheiten und hatte namentlich auf der 15. Kluft in der Franzgrube Statt.

§. 23. Bemerkenswerth ist, daß mit der Erzführung der Tellurklüfte die Beschaffenheit des Nebengesteins in mancherlei Beziehungen steht. In dem festen, dichten und mehr glasartigen sogenannten wilden Porphire (Grünsteintrachite), den die Romanen Csorezk nennen, der ganz frisch, unzersetzt und unverändert sich darstellt, so wie in der ganz zersetzten weichen fast kolyritischen Gesteinmasse (Maal der Romanen) verlieren die Klüfte ihren Körper und ihre Füllung ganz und sind des Adels beraubt. Beide Gesteins-Extreme sind der Erzführung ungünstig. Eine Zersetzung des Gesteins bis zu einem gewissen Grade, und ein Durchdrungensein mit Kiesen ist jedoch überall vorhanden, wo die Klüfte Erze führen.

Von großem Interesse ist das Verhalten der Tellurklüfte, insbesondere in der Franzgrube im mitternächtigen Theile des Tellurterrains, wenn sie in ihrem Streichen oder Fallen in die Grünsteintrachitbreccie setzen oder überhaupt in derselben aufsitzen. Sie nehmen zum Theile eine andere Füllung an. Statt des Schrifttellurs führen sie nämlich ein anderes Tellurerz ähnlich dem Blättertellure (Nagyagit), und in dessen Gesellschaft auch gediegen Gold. Ihr Verhalten bezüglich der Adelspunkte bleibt übrigens das nämliche. Die Tellurerze und das Freigold kommen ebenfalls nur dort häufiger vor, wo Kiesschnürchen der Kluft zusitzen. Eine Ab- oder Zunahme des Adels in höheren oder tieferen Horizonten ist bei den Tellurklüften nicht beobachtet worden.

Unerwähnt können weiters nicht gelassen werden die Erscheinungen, wenn Tellurklüfte in ihrem Streichen die Gränzen ihres eigentlichen Gebietes berühren. Es setzte nämlich die 15. Kluft der Franzgrube im Liegenden der Antonkluft bis an die Kalksteinscheidung, wo sie, ohne in den Kalkstein einzugreifen, verschwand.

An der Berührungsstelle mit dem Kalksteine war derselbe, wie die ihn berührende Kluft selbst, auf eine kurze Strecke hinab mit Schrifttellur belegt.

In der Nikolaigrube setzte eine Tellurkluft ebenfalls bis an den Kalkstein, der hier von der früher beschriebenen eigenthümlichen Breccie mit der grünlichgrauen lettigen Grundmasse (Glauch) begränzt ist. An der Scheidung bildete sich in der Glauchmasse ein Erznestchen, welches Schrifterze und andere Tellurerze in Begleitung von Kalkspath führte. Es schüttete mehrere Centner reicher Erze, war aber bald ausgebaut. Die Tellurerze sollen sich tiefer aus dem Erznestchen verloren und an ihre Stelle Silbererze (Fahlerze) eingefunden haben.

§. 24. Uiber den Reichthum der Tellurklüfte entscheidet lediglich das häufigere oder minder häufige Einbrechen der Tellurerze. Das rein ausgeschiedene Schrifterz kömmt bis zu einem Halte von 1000 Loth göldischen Silbers im Centner und auf 180 bis 190 Denär Feingold in der Mark göldisch Silber. Die Blättererze haben einen geringeren Gehalt an Gold und Silber, obgleich sie selten ohne Spürungen von Freigold befunden werden. Das einbrechende Freigold hat einen Feingehalt von 21—22 Karat per Mark. —

Der Gehalt an Silber und Gold erstreckt sich bei den Tellurklüften nicht blos auf ihren schmalen Kluftkörper, sondern auch auf das einschließende Nebengestein. Dieses enthält in seiner Masse und in den Gesteinrißchen nicht blos goldführende Kiese, sondern auch Tellurerztheilchen, deren Menge je nach der Menge der einbrechenden Erze in der Kluft selbst nicht immer gleich ist. Aus diesem Grunde werden von den in der Grube gewonnenen und in den Scheidkram gebrachten Kluftstücken, welche Tellurerze in dem schmalen Kluftkörper enthalten, mehrere Erzposten von verschiedenem Metallgehalte ausgeschieden. Das rein abgekratzte Tellurerz (Schrifterz) gibt auf der Franzgrube als Erzpost Nr. 1 durchschnittlich 200—300 Loth göldisch Silber im Cent. und 140 Denär fein Gold pr. Mark. Das auf der Kluftfläche noch übriggebliebene Tellurerz wird mit der schmalen Quarzrinde abgeschlagen und hat zusammengemengt als Erzpost Nr. 2 einen Halt von 30—50 Loth göldisch Silber und 130—140 Demär fein Gold pr. Mark. Die von dem angränzenden Nebengestein $^1/_4$—$^1/_2$ Zoll stark abgeschlagenen

Stückchen enthalten als Erzpost Nr. 3 an göldisch Silber 3—4 Loth im Centner und 128 Denär fein Gold pr. Mark. Die weiters noch vom Nebengestein $^1/_4$—$^1/_2$" dick abgeschlagenen Stückchen geben als Erzpost Nr. 4 einen Halt von 1—2 Loth göldisch Silber pr. Centner, und ebenfalls 128 Denär fein Gold pr. Mark. Das über 1 Zoll beiderseits von dem schmalen Kluftkörper entfernt einbrechende Nebengestein wird nach Maßgabe als von dem Reichthum des Kluftkörpers selbst, auf die Schlichgiebigkeit und Hältigkeit des Nebengesteines geschlossen werden kann, auf eine nicht gleiche Weite als Pochgang der Pochmanipulation übergeben, im durchschnittlichen Schlichgehalte von 4—6 Procent. Hieraus werden mehrere Schlichposten mit einem göldischen Silbergehalte von $^3/_4$—$1^1/_4$ Loth im Centner und einem Feingoldhalte von 130 Denär pr. Mark erzeugt. Die auf den Tellurklüften mit einbrechenden anderen Erze, so die Fahlerze mit einem Halte von 8 bis 20 Loth göldisch Silber im Centner und 5 bis 6 Denär Feingold pr. Mark, so wie der Bleiglanz, der oft nicht 1 Loth göldisch Silber pr. Centner und 8—12 Denär Feingold pr. Mark enthält, werden den minderen Erzposten beigemengt. Ohnedies brechen sie in sehr geringer Menge ein. Eigentliche Silbererze sind bloße Seltenheiten.

Bei der Barbaragrube wurde beim Erzscheiden in gleicher Weise vorgegangen. Die Schliche hatten aber im Durchschnitte einen etwas geringeren Gehalt an göldischem Silber, was lediglich der geringeren Menge des einbrechenden Schrifterzes in den schmäleren Klüften zuzuschreiben ist. Selbstverständlich wird das einbrechende gediegene Gold als Freigold für sich ausgehalten, und behandelt und nicht den anderen Erzposten beigemengt.

Interessant ist das allmählige Verschwinden der Metalle oder Erztheilchen im Nebengestein von der Kluftfläche weg und mag diese Erzführung nicht allein von beigemengten Tellurerzen als auch von göldischsilberigen Kiesen herrühren, mit denen das Nebengestein außer dem Schwefelkiese (Pyrite) durchdrungen ist, welche Kiese sich bei näherer Betrachtung des Gesteins, vornehmlich aber bei eintretender Verwitterung durch eine leichtere Zersetzbarkeit unterscheiden lassen. Sie gleichen auch jenen Kiesschnürchen, welche auf die Gangveredlung Einfluß nehmen.

§. 25. Bezüglich der im §. 20 gemachten Bemerkung, daß das Gebiet der Tellurklüfte an seiner westlichen Seite nicht scharf und

sicher markirt und nur in sofern eine Gränze angedeutet sei, als gegen diese Richtung hin in dem doch ausgebreiteten Grünstinetrachite keine Tellur- und Freigold-führenden Klüfte mehr gefunden worden sind, kann die höchst interessante Erscheinung nicht unberührt bleiben, daß ähnliche Breccien, wie sie im nördlichen Theile des Tellurterrains an der Scheidung mit dem Glimmerschiefer auftreten, und hier insbesondere die Freigold-führenden Tellurklüfte beherbergen, auch an dieser westlichen Gränze hin entlang des Tellurgebietes in den Bergen Vunet und Affinis vorkommen. Es wurden nämlich in den Gruben Michael, Dreifaltigkeit, Franz und Barbara Breccien angefahren, die sich in mittägiger Richtung hinziehen, und ein flaches Einfallen in Morgen haben. So wie nun im nördlichen Theile des Tellurgebietes in der Franzgrube auf der Glückaufstollensohle alle die in der Breccie streichenden Tellurklüfte Freigold führten und aufnahmen, hat auch die bergmännische Erfahrung in der Michael- und Dreifaltigkeitgrube gelehrt, daß in diesem Breccienzuge die Tellurführung aufhört. Im östlichen Theile der letztbenannten Grube wurden in dem Grünsteintrachite noch Tellurerze gebrochen. Diese hörten aber weiter gegen Westen beim Eintritte in die Breccie auf. Die Klüfte führten blos Kies und selten Spuren von Freigold.

Auch im südlichen Felde der Franzgrube, welche östlicher liegt, als Dreifaltigkeit, fand sich auf der Glückaufstollensohle beim Hineinstreichen der Tellurklüfte in die Breccie ebenfalls Freigold ein, oder die Klüfte schnitten sich ganz aus, so die 8., 9., 10., 11., 12., 13., 14. Kluft; dagegen sollen im Barbaragrubenfelde in der Breccie statt der Tellurerze blos Silbererze auf den Klüften eingebrochen sein.

Weil nun das Freigold — so viel man in Offenbánya beobachtet haben will — nicht in Gesellschaft des Schrifttellurs, sondern allezeit eines anderen Tellurerzes (Blättererzes) einbricht und ohne Zweifel ein Zersetzungsprodukt dieses letzteren Erzes ist, und gegen die westliche Seite hin nach den bisherigen bergmännischen Aufschlüssen entweder die Klüfte in der Breccie sich ganz verlieren, oder blos Klüfte mit einer kiesigen Füllung, nicht aber mehr mit zeitweisen Spuren von Freigold angetroffen werden, oder blos ein festes wildes, jeder Erzführung bares Gestein (Csorezk) angefahren wurde, so kann dieser unterirdische Breccienzug als die west-

liche Begränzung des Tellurgebietes, wenigstens für die höheren Horizonte, nämlich über der Glückaufstollensohle angenommen werden.

Ob unter dieser Stollensohle das Bereich der Tellurklüfte gegen Westen hin noch weiter sich erstreckt, ist ungewiß und unbestimmbar. Gutartige Gesteine, d. h. solche Grünsteintrachite, welche erzführende Klüfte zu beherbergen pflegen, wurden wenigstens auf der Glückaufstollensohle auf den in westlicher Richtung betriebenen Hoffnungsschlägen noch erbrochen, mit denselben aber leider keine Klüfte verquert, die gleich an den Erzkreuzungspunkten edel gewesen wären. Einige derselben hatten nur eine glauchige Füllung (Glauchklüfte), d. h. eine porphirig lettige, ohne Erze.

Dieser unterirdische Breccienzug gibt noch zu anderen geognostischen Folgerungen Anlaß. Seine Bruchstücke bestehen nämlich, so wie an der Scheidung des Grünsteintrachites mit dem Glimmerschiefer, fast durchwegs aus letzterem Gesteine. Ferner ist das Auftreten von Klüften mit Füllungen von Glauch eine Erscheinung, welche in Offenbánya nur in der Nähe der Scheidungen beobachtet wird. Es ist sonach nicht unwahrscheinlich, daß in der Richtung des Breccienzuges in der umfangreichen Masse des Grünsteintrachites unterirdisch eine Scholle oder ein Stück des hier durchbrochenen Glimmerschiefergebirges verborgen liegt? — Aehnliche nicht zu Tage ausgehende Schollen von durchbrochenen Gesteinen beherbergt der Grünsteintrachit auch anderwärts, z. B. zu Nagyág. Sollte dies hier wirklich der Fall sein, so hätte allerdings das Bereich der Tellurklüfte gegen Westen hin eine eben so scharfe Begränzung, als an den drei anderen Seiten. Die Figur 58 versinnlicht diese Muthmaßung.

Bezüglich der Entstehung und Bildung der Tellurklüfte in Offenbánya weisen schon ihre so geringe Mächtigkeit, so wie auch ihr Parallelismus und gerades Streichen darauf hin, daß sie nur mit Erzen angefüllte Struktur- oder Absonderungsflächen sein können. Auch die Streifen milden und festeren Gesteins, welche sich parallel mit ihnen fortziehen, können darauf hindeuten.

Der das Tellurerz begleitende Quarz ist das älteste Mineralgebilde in diesen Klüften, älter als die Tellurerze; der Kalkspath aber jünger. Zu den jüngeren Bildungen gehören dann der Kies, Bleiglanz, Blende und die Fahlerze.

b. Silbererzklüfte, goldführende Kiesklüfte, Blei- und Antimonklüfte im Grünsteintrachite.

§. 26. Alle jene Klüfte, welche ohne Füllung mit Tellurerzen in dem Grünsteintrachite auftreten, sind von geringer Bedeutung.

Die Silbererzklüfte des Barbarafeldes sind von den vorhin beschriebenen eben nur dadurch unterschieden, daß ihnen die Tellurerze abgehen. Bleiglanz, Zinkblende, Manganblende, Fahlerz, Kies in Begleitung mit Kalkspath, Manganspath, Braunspath und Quarz führen sie eben so, wie jene und haben auch die gleiche und nur bisweilen eine etwas größere Mächtigkeit. Sie sind deßhalb auch selten abbauwürdig; denn ihr Gehalt von 8 bis 20 Loth in göldisch Silber pr. Centner und von 5—6 Denär Feingold pr. Mark, ist gegenüber der geringen Mächtigkeit doch noch zu wenig ausgiebig, um die Gewinnungskosten allemal ersetzen zu können. Sie kommen noch im Gebiete der Tellurklüfte vor.

Die goldhältigen Kiesklüfte finden sich jedoch in dem Grünsteintrachite schon außerhalb des Tellurgebietes und begränzen dasselbe auf der Ost und Westseite. Ihre Füllung ist theils Quarz, theils brauner Hornstein und Kies in einer Mächtigkeit von einigen Linien bis auf 2$\frac{1}{2}$ Zoll. Der Kies ist in der quarzigen und hornsteinartigen Füllung entweder in zarten Blättchen oder Pünktchen eingestreut oder in kleinen Drusenräumen angehäuft. Derlei Klüftchen machen in der Michaeligrube, westlich von der Franzgrube, in einer Breccie ein förmliches Netz oder Gewirre und streichen in den verschiedensten Richtungen. Anstoßend an der Franzgrube, wurde auf einer derselben noch über 1 Mark Feingold erzeugt. Es war der letzte Fund von Freigold gegen diese Seite hin. Mehr westlich verschwand das Gold ganz aus den Klüften. In dem Unverhofftglückfeld schon außerhalb der Breccie haben diese Klüfte in einem festeren Gesteine zwar ein regelmäßiges langes Streichen und Fallen, ohne je an Adel zuzunehmen. Ihre Gesammtfüllung kam rein ausgeschieden, blos auf ein Halt von 2—3 Quintl göldisch Silber im Centner und 180 bis 200 Denär Feingold in der Mark. Die weniger rein ausgeschiedene Kluftmasse aber nur auf $\frac{1}{2}$ bis 1$\frac{1}{2}$ Quintl göldisch Silder im Centner mit demselben Feingoldgehalte. Der aus den Pochgängen erzeugte Schlich enthielt ebenfalls nur $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Quintl göldisch Silber im Centner mit 180 Denär Feingold pr. Mark.

Von einer ähnlichen Beschaffenheit sind auch die Kiesklüfte, welche auf der östlichen Seite des Tellurgebietes im Berge Ambru erschürft und aufgeschlossen wurden, so im Perin Lakuluj die Danielkluft im gleichnamigen Stollen. Ihre Füllung war ebenfalls nur Quarz untermengt mit Kies neben einem lettigen Bestege. Die rein ausgehaltene Kluftmasse hatte einen Gehalt von ½ Quintel göldisch Silber im Centner mit 107 Denär Feingold pr. Mark.

Von noch geringerer Bedeutung als die erwähnten sind jene bleiischen Klüfte, welche auf beiden Seiten außerhalb des Tellurgebiets vom Grünsteintrachit beherbergt werden, so die Bleikluft im nördlichen Abfalle des Berges Gyilkos im Vale Kuţi, welche ehemals mit dem unteren Stefanstollen versucht wurde, so wie die morgenseits von dem Tellurgebiete im Vale Ambru erschürften bleiischen Klüfte. Sie führen in einer geringmächtigen Füllung von Quarz, Kalkspath, Schwerspath (Unterer Stefanstollen) und Kies, mehr weniger derb eingesäet und eingesprengt Bleiglanz. Dieser hatte rein ausgeschieden einen Silberhalt von 1 bis 2 Loth und 40 Pfd. Blei im Centner, jedoch ohne allen Gehalt an Gold.

Es bestätigt sich auch hier die allgemein wahrgenommene Erscheinung, daß der Bleiglanz unter allen Erzen am allerwenigsten Gold enthält. Uiber die Antimonklüfte wurde bereits bei der Erzführung des Kalksteins gesprochen, daß die in der Josefgrube in zwei Horizonten untersuchte Antimonkluft, ohne ihre Beschaffenheit zu ändern, aus den Kalksteinen in den Grünsteintrachit setzt.

Sie verdient weiter keine Beachtung.

c. Kiesnester und Kiesbutzen im Grünsteintrachite.

§. 27. In den früheren Paragraphen wurde bereits dargestellt, daß, so weit die Erzführung des Grünsteintrachites und seiner Breccien auf Klüften reicht, auch eine Zersetzung seiner Bestandtheile, eine mehr oder minder häufige Einsprengung und Durchdringung mit Kiestheilen besteht. Bei größerer Ansammlung des Kieses gestalten sich kleinere oder größere Nester, die entweder einzeln zerstreut liegen oder mit einander zusammenhängen, und im letzten Falle zu förmlichen Butzen und stockförmigen regellosen Massen von verschiedener Größe und Gestaltung sich ansammeln und ausdehnen. Eine bestimmte Begränzung ist in diesen Nestern und Butzen nur selten

vorhanden. Der Kies wird in der Gesteinmasse stellenweise häufiger und verliert sich auch allmählig wieder; eine Umsäumung oder Einfassung mit andern Mineralien, wie sie bei den Kiesbutzen im Kalkstein in der Regel besteht, wird hier nicht angetroffen. Es ist eben nur ein häufigeres Eingesprengtsein, ein stellenweise größeres Ansammeln von Kies in der stark zersetzten Gesteinmasse. An einigen Punkten der Franzgrube wurden derlei Kiesnester und Butzen angefahren und abgebaut, und insbesondere in der Breccie auf der Glückaufstollensohle, wo sich ein solcher Stock bis auf eine Mächtigkeit von 7 Klft. ausdehnte, und von der Stollensohle aufwärts bis auf 15 Klft. anhielt und auch unter die Stollensohle hinabreichte. Diese kiesige Masse hatte einen Halt von 1 bis 2 Quintel göldisch Silbers im Centner und bis 220 Denär fein Gold pr. Mark.

e. Trachit und Trachitbreccie.

§. 28. Bei der Beschreibung des Grünsteintrachites §. 16 wurde bereits bemerkt, daß letzterer allmählich in Trachit übergehe. Die in die Grundmasse eingestreuten Feldspathkristalle werden immer mehr glasiger und zersprungener, die Hornblend- und Glimmerkristalle erscheinen theilweise zersetzt und zerfressen und haben ockrige Flecken, die Grundmasse selbst wird stellenweise mehr rauh und zellig, das Gestein wird mehr spröde und klingend, und es entstehen aus den verschiedenen Arten von Grünsteintrachit auch eben so viele verschiedene Trachitarten. Von hohem Interesse ist es, daß derlei Übergänge in der Regel immer gegen die höheren Punkte, Rücken, Kämme und Spitzen der Berge Statt finden, eine Erscheinung, die man in Siebenbürgen überall wahrnehmen kann, wo diese Gebilde auftreten.

Daß unter diesen Verhältnissen die Trachite gleiche oder wenig verschiedene Bestandtheile wie die Grünsteintrachite enthalten, ist nicht in Zweifel zu ziehen. Trotz der Menge verschiedener Arten bestehen sie doch alle aus einer Feldsteinmasse, in welcher Kristalle von glasigem Feldspath, Hornblende, Glimmer und Kristalle oder Körner von Quarz eingestreut sind.

Die Grundmasse ist meistens lichtgrau oder grau, öfter auch röthlich oder bräunlichgrau oder braun, von dichtem zuweilen muschligem Bruche, so am Koltzu Bulzuluj, Csoramului, Mazeratu oder von mehr körnigem Gefüge, Csetetze. Bisweilen ist sie mit kleineren

Zellen versehen, deren Wände mit einer gelblichen oder weißlichen oder röthlich bräunlichen traubigen Substanz bekleidet sind. Die in der Grundmasse eingesprengten Kristalle des weißen glasigen Feldspaths sind entweder mit ihr innig verwachsen, oder von ihr ganz abgetrennt und abgelöst. Sie sind von verschiedener Größe, am ausgezeichnetsten am Paveloja und Poirtis und insbesondere in Piatra Szuligata, wo sie auch über $^1/_2$ Zoll Länge erreichen. Die größeren bisweilen wasserhellen Kristalle sind öfters ringsum von dichtem gelblichweißem Feldspathe wie mit einer Rinde eingefaßt, so daß der glasige Feldspath nur die Mitte einnimmt, so am Piatra Szuligata, Paveloja uad Poirtis.

Die schwarze starkglänzende Hornblende hat bisweilen einen Stich ins Rothe, ist stellenweise zersetzt und mit einer ockrigen Substanz bekleidet, so am Dealu Ambru und Csetetze, und von verschiedener Größe. In der Regel ist sie der Grundmasse als kleine Nadeln und Säulchen beigemengt, wodurch die graue Gesteinfärbung hervorgerufen wird. Größere Kristalle sind selten.

Der schwarze Glimmer theils in Blättchen, theils in 6seitigen Tafeln ist seltener beigemengt, am häufigsten bei der Piatra Tutti, Zizagur, Dealu Prunilor, bei einigen gar nicht, so am Koltzu Csoranuluj, Poirtis, Mazeratu.

Der Quarz theils farblos, am Paveloja, Piatra Tutti und Poirtis, theils milchweiß, am Koltzu Csornanuluj, theils röthlich am Mazeratu, meistentheils zersprungen, kömmt in der Regel in Körnern vor, am Koltzu Csoranuluj aber auch in doppelten 6seitigen Pyramiden. In mehreren Trachiten ist Magneteisen als feine Pünktchen wahrzunehmen.

Außerdem enthält der Trachit partienweise Ausscheidungen des Glimmers und der Hornblende, dann Einschlüsse mehr feinkörniger gewöhnlich lichterer Trachite und Einschlüsse von anderen Gesteinen vom Gneus, Glimmerschiefer 2c. 2c. Wo der Trachit in den Grünsteintrachit übergeht, fängt er an mit Säure zu brausen, sonst braust er aber nicht.

Die Trachitfelsen bestehen theils aus großen unförmlichen Massen, theils aus mehr regelmäßigen Stücken; so ist der Koltzu Bulzuluj aus mehr weniger regelmäßigen Säulen von verschiedener Stärke aufgebaut, die am Gipfel flacher, tiefer aber steiler geneigt sind. Auch der Paveloja und Koltzu Csoranuluj zeigen an

mehreren Punkten Spuren von Säulenform. Eine steile bankförmige Zusammensetzung hat der Paveloja, Poirtis, Pojenitza, Piatra Tutti, die bisweilen in eine säulenförmige, an anderen Stellen aber in eine plattenförmige übergeht, so am Csetetze und Koltzu luj Jacob.

§. 29. An manchen Stellen und vornehmlich an seinen Begränzungen mit anderen Gebirgsgliedern hat der Trachit in seiner Gesteinmasse so viele Bruchstücke von anderen und insbesondere von den angränzenden Gesteinen aufgenommen, daß in gleicher Weise, wie beim Grünsteintrachite, förmliche Trümmergesteine gebildet worden sind. So wie bei jenen Breccien ist auch bei diesen die trachitische Grundmasse mehr locker und erdig. Derlei Trümmergesteinen begegnet man im Vale Oburszi, Csicsera Katzu, Koltzu Csoranuluj u. a. a. O.

Die Trachitberge und Trachitmassen stehen theils — wie vorhin bemerkt — mit dem Grünsteintrachite im engsten Zusammenhange und gegenseitigen Uibergange, theils erheben sie sich aus dem Glimmerschiefer oder Kalksteine, und nur die einzige Kuppe des Koltzu Csoranuluj aus dem Karpathensandsteine.

Die Ungleichartigkeit des Trachits in oft nahe aneinander gelegenen Bergen und Kuppen ist auffallend. Dessenohngeachtet läßt sich, wenn man ihren innigen Zusammenhang mit dem Grünsteintrachite festhält, auch in den verschiedenen Arten der zerstreuten Kuppen bezüglich ihrer Gesteinbeschaffenheit eine gewisse Zusammengehörigkeit herausfinden. So zeigen die Trachite des Dealu Gropi, Koltzu luj Lazar, Piatra Tutti, Zizagur, Csicsera Katzu, welche in die Grünsteintrachite des Vale und Dealu Ambru übergehen, untereinander viel Aehnlichkeit. Der Trachit des Zizagur, unterbrochen von Glimmerschiefer des Katzu, reiht sich dem Trachite des Koltzuluj Jacob an, welcher sich wieder an jene der Paveloja, Pojenitza und in einem Zuge ähnlicher Arten an die Piatra Szuligata des Vale Vintzi anschließt.

Das Mittelgestein zwischen Grünsteintrachit und Trachit des Dealu Karuluj ist wiederum den Trachiten des Piatra Capri und Fontina Capri ähnlich, und reiht sich an die röthlichen Trachite des Mazeratu. Der Trachit des isolirten Berges Poirtis ist ähnlich jenem der Paveloja.

Betrachtet man die Endglieder dieser Reihen, so gewahrt man allerdings eine große Verschiedenheit und Ungleichartigkeit, allein diese verschwindet, wenn man die Uibergänge verfolgt. Nur die zwei isolirten Kuppen Koltzu Csoranuluj und Koltzu Bulzuluj stehen auch in ihrer Art vereinzelt.

Mehrere Geognosten sind geneigt, diese verschiedenen Trachite als die Ergebnisse mehrerer in verschiedenen Zeiten nach einander erfolgter Durch- und Ausbrüche zu halten. Der Verfasser will die Möglichkeit mehrmaliger Katastrophen zwar nicht in Zweifel ziehen, findet aber in der Offenbányaer Gegend zu wenig Belege für eine solche Ansicht. Oeftere Durchbrüche müßten eine größere Zerstörung und Zertrümmerung der Gebirgsmassen hervorgerufen haben, als man in der Offenbányaer Umgebung beobachtet. Eine Erhebung und Zerbrechung des Glimmerschiefer- und des darauf gelagerten Karpathensandsteingebirges muß allerdings vor und beim Durchbruche der Gebirgsmassen, welche wir als Grünsteintrachite und Trachite bezeichnen, Statt gefunden haben. Dies beweisen die aufgerichtete steile und saigere Schichtenstellung des Glimmerschiefers und Karpathensandsteines, so wie die Umkippung des Gebirges, so daß der letztere vom ersteren bei Offenbánya, Muntsel ꝛc. ꝛc. überlagert erscheint. Die Erhebung und der Bruch des Gebirges geschah im Allgemeinen in der Richtung des Hauptstreichens der Schichten des Glimmerschiefers, nämlich nach Nord-Ost oder Süd-west, denn in dieser letzteren Richtung ziehen sich auch die Grünsteintrachite und Trachitmassen von der Offenbányaer Gegend in das Vale Vintzi bis zu den Trachitbergen Zsamena und weiter. Zwischen der zerbrochenen Gebirgsmasse und an vereinzelten Stellen zwischen den gespaltenen seiger gestellten Schichten des Glimmerschiefers sind die grünstein- und die trachitischen Massen emporgedrungen, haben die Bruchräume ausgefüllt und sich über die Erdoberfläche entweder in größerer Ausdehnung als ganze Gebirge oder vereinzelte Kuppen und Felsenpartien emporgehoben. Wenn wir nun weiter die überall in Ungarn und Siebenbürgen bei allen Grünsteintrachiten und Trachitengebirgen vorkommende Erscheinung in Betracht ziehen, daß ja jeder Berg eine andere oft auch mehrere von einander verschiedene Gesteinsarten beherberge, die dennoch ein gleichzeitiges zusammengehöriges Gebilde ausmachen und wir in der Offenbányaer Gegend einen gleichen gegenseitigen Uibergang, eine

gleiche Zusammengehörigkeit der Grünstein- und trachitischen Massen wieder finden und vor uns haben, so verschwindet das Auffällige der Ungleichartigkeit der Trachite in den einzelnen Bergen und Kuppen. Zur Erklärung genügt die Annahme eines einzigen oder nur weniger Erhebungsakte. Für die Annahme mehrerer findet man keine Belege, denn man hat bis jetzt in der Offenbányaer Gegend weder in dem Glimmerschiefer und Karpathensandsteingebirge noch in den Grünsteintrachit- und trachitischen Massen Gänge oder größere Stöcke gefunden, die mit anderem Trachitgestein ausgefüllt wären, noch auch sonstige Merkmale beobachten können, welche auf öftere Trachitdurchbrüche schließen ließen.

III. Der Bergbau zu Offenbánya.

§. 30. Die Erzlagerstätten der Offenbányaer Gebirge sind schon seit langer Zeit Gegenstand bergmännischer Aufmerksamkeit und Gewinnung gewesen. Ohne Zweifel wurden zuerst in den Diluvien Goldwäschereien betrieben, so wie überhaupt am Aranyosflusse (Goldfluß) und an allen seinen Nebenflüssen bis an ihren Ursprung in die Biharer Gebirge hinauf die Ueberbleibsel großartiger Wäschereien vorhanden sind. Die Zeit ihres Umtriebes ist ungewiß.

Die anderen Erzlagerstätten bei Offenbánya sollen im 14. Jahrhundert in Betrieb genommen worden sein, wie aus den Andeutungen älterer Urkunden hervorgeht. Aus jener Zeit mögen auch die vielen Verhaue und Merkmale bergmännischer Arbeiten auf den Bergen Ambru, Affinis, Bunet, Feregyo, Gyilkos, Baja rosia ꝛc. herrühren, so wie die vielen noch vorhandenen Schlackenhalden in den Thälern Csora und Harmoniaſza, und zwar 20 in jenem und 15 in diesem Thale den ehemaligen Hüttenbetrieb bezeugen. Die Harmoniaszaer Hütten scheinen zur Verschmelzung ärmerer Erze, vielleicht mehr für Roharbeit, die Csoraer aber zu einer Anreich- und Verbleiungsarbeit bestimmt gewesen zu sein; denn die in den Csoraer Schlackenhalden noch vorfindigen Lechstücke sollen durchwegs einen größeren Metallgehalt als jene in den Harmoniaszaer Schlackenhaufen besitzen u. z. $\frac{1}{4}$ — 1 Quintel göldisch Silber im Centner und 50 Denär Feingold pr. Mark.

Seit jener Zeit scheint der Bergbaubetrieb mehrmals in Stillstand gekommen zu sein, bis er im 7. Jahrzehend des verflossenen

sämmtliche Gruben mit Ausnahme des Stefanbaues von Vale Ambru oder Vojilor aus. Der Bergbau kam erst in besseren Aufschwung, als die ärarialischen Grubenfelder Josef und Emerici im Vereine mit den Privatfeldern Franz und Barbara zuerst den Segengottesstollen und hierauf um 15—16 Klafter tiefer den Glückaufstollen eintrieben und unter ihre Baue führten und hiedurch für die Josef-, Franz- und Barbaragrube eine größere Tiefe erschlossen wurde. Die senkrechte Tiefe, bis zu welcher man aber gelangte und Bausohlen eröffnete, oder den Abbau führte, ist im Vergleiche zu anderen Bergbauen immerhin sehr gering. Im Josefbaue beträgt sie vom höchsten Punkte des Verhaus an bis zum tiefsten, so weit man unter der Glückaufstollensohle gelangte, blos über 70 Klftr.; in den Franz- und Barbarafeldern, den beiden wichtigsten des ganzen Bergbezirkes dürfte sie höchstens beziehendlich über 40 und 50 Klft. erreichen, und auch in der k. k. Stefangrube hat der ganze Bau keine größere senkrechte Tiefe als bis beiläufig 45 Klafter. Nach diesen allgemeinen Bemerkungen sei es nun erlaubt, in kurzen Umrissen die wichtigeren Baue des Offenbánya'er Bezirks etwas näher zu beleuchten.

a. K. k. Josefgrube.

§. 31. Gegenstand der bergmännischen Gewinnung waren in diesem unter allen am östlichsten gelegenen Grubenfelde die Blei-, Kies- und Bräunebutzen und Stöcke in Dealu Ambru. Der in früheren Paragraphen 13 und 19 beschriebene alte und neue Bleistock waren schon in alter Zeit vom Tage nieder verhaut und wurde ersterer mit dem Josef-, Segengottes- und endlich mit dem Glückaufstollen unterfahren; der neue Bleistock aber wurde auf der letztbenannten Stollensohle zufällig und unerwartet aufgeschlossen. Weiters wurden die Steinscheidungen zwischen Kalk und Schiefer auf der Segengottes- und Glückaufstollensohle sowohl gegen Morgen (Laker Feldort) als gegen Mittag geprüft und aufgeschlossen, um derlei Erzlagerstätten aufzufinden, und wurden hiebei nicht blos fortwährend Erzspuren und Erznester, sondern stellenweise auch größere Butzen von Bräune, Kies und Bleiglanz gefunden, deren Abbau immer wieder für eine Reihe von Jahren Zuschlagmaterial für die Schmelzhütte, so wie auch Pochgänge zur Erzeugung von Blei-

und Kiesschlichen lieferte. Die Bearbeitung dieser Lagerstätten brachte aber wenig Gewinn; nicht nur, daß ihre Aufsuchung immerhin mit bedeutenden Kösten verbunden war, wurden überdies zur Emporbringung des Werkes selbst, so wie des ganzen Offenbányaer Bergbaues durch eine längere Reihe von Jahren Unternehmungen ausgeführt, welche gar keinen Erfolg hatten, sondern nur die Bergkösten vermehrten, die begreiflicher Weise durch den Erlös aus den erzeugten Erzgefällen nicht gedeckt werden konnten. Die Grube war und blieb im Verbau und ihre Existenz war fortwährend im Schwanken. Einerseits mußte man ihre Erhaltung der kiesigen und bleiischen Zeuge wegen wünschen, zumal man von Zeit zu Zeit immer wieder neue Erzbutzen aufmachte, anderseits geboten aber die fortwährenden Einbußen ihre Auflassung und Beschränkung.

Die Geschichte dieses Baues und auch noch anderer von Offenbánya lehrt, welchen Nachtheil eine unrichtige Auffassung der natürlichen Verhältnisse der Erzniederlage bereiten könne. Daß man den alten Bleistock in der Josef-, und die Kiesstöcke in den Emerici- und Stefangruben an der Scheidung des Kalkes mit Grünsteintrachit abbauwürdig fand, und die Scheidung des Kalkes mit dem Schiefer ohnedies immer erzführend verfolgte, ward man zu der irrigen Ansicht verleitet, daß an den Scheidungen überhaupt und insbesondere an der dreifachen, wenn nämlich Kalk und Schiefer mit dem Grünsteintrachite zusammenstoßen, die Erzführung in Butzen und Stöcken liegen müsse, und man hat auf Grund dieser Ansicht in mehreren Horizonten auch die Scheidung des Kalkes mit dem Grünsteintrachite, so wie die des Schiefers mit dem Grünsteintrachite auf längere Strecken fort und fort verfolgt und leider nur die Werkskösten und die Verbausumme vermehrt, aber keine Lagerstätte angefahren. Die Grube war mehrmals zum Auflassen beantragt worden; das Wiederauffinden eines Butzen und Stockes hat sie immer wieder vom Falle gerettet. Auch gegenwärtig steht sie ganz außer Betrieb. Vielleicht gibt ihr das Auffinden eines Erztrumes oder einer Erzspur, die sich von den Wandungen eines abgebauten Erzbutzens oder Erzstockes oder von den Ulmen der Steinscheidungen in den Kalk hineinziehen und zu größeren Butzen und Stöcken führen, abermals frisches Leben, daher in dieser Richtung, so wie auch auf die Verfolgung der mittägigen Schiefer und Kalkscheidung,

an der in neuester Zeit ohnehin mehrere Butzen und Stöcke bereits eröffnet wurden, vor Allem Aufmerksamkeit zu verwenden wäre.

Auf eine lange Dauer ist aber bei dieser Grube nicht zu rechnen. Die beiden Scheidungen des Kalkes mit dem Glimmerschiefer wurden, wie die Fig. 58 zeigt, von der Glückaufstollensohle aufwärts größtentheils schon aufgeschlossen und der Kalkstein des Ambru hat sich in Mitte seiner Masse, die in zwei Horizonten, nämlich im Josef- und Segengottesstollen durchfahren wurde, erzleer gezeigt, mithin scheint er nur in der Nähe der Schieferscheidungen Erzbutzen zu beherbergen. Ein Niedergehen in die Tiefe unter der Glückaufstollensohle scheint nicht angezeigt zu sein, weil demselben die Wässer zu viele Hindernisse entgegensetzen.

Zur k. k. Josefgrube gehört eine Aufbereitungsstätte in Offenbánya, und zwar ein Pochwerk und Schlämmwerk, welche an dem gemeinschaftlichen Wassergraben liegen, und das ganze Jahr hindurch ununterbrochen im Umtriebe stehen können.

b. Gewerkschaftliche Nicolaigrube (ehemals k. k. Emerici).

§. 32. So wie die Josefgrube in dem Berge Ambru das Bereich der Tellurklüfte gegen Osten hin begränzt, bildet die Nicolaigrube in den Bergen Bunet und Baja rosia seine Begränzung gegen Süden. Auch diese Grube baut auf Kiesbutzen und Kiesstöcken, die der Kalkstein beherbergt und wovon auch Bruchstücke in die angränzende Breccie des Grünsteintrachites aufgenommen wurden. Zum Theil liegt ihr Grubenfeld aber noch im Grünsteintrachite, mithin noch im Gebiete der Tellurklüfte, und gränzt nördlich an die Franz- und Barbarafelder. Diese Grube wurde im verflossenen Jahrhunderte vom k. k. Bergwesensärar aufgenommen. Alte Verhaue auf den Abhängen der Baja rosia und des Dealu Bunet gaben hiezu den Anlaß. Man öffnete einen alten in Schnattenarbeit im Grünsteintrachite getriebenen Stollen, und führte denselben unter dem Namen Emerici weiter, erreichte die Scheidung mit dem Kalke und zugleich einen Kiesstock, der sowohl in den Kalkstein sich hineinzog als auch in der Breccie fortsetzte. Man beschränkte sich mehr auf die Kiesgewinnung in der Breccie als auf jene im Kalksteine, des milderen Gesteins und der leichteren Arbeit wegen,

und war deßhalb, weil sich die Erzbruchstücke an der Scheidung in die Tiefe nieder zogen, bedacht, den Bau mit dem unter Emerici gegen 30 Klft. tieferen Segengottesstollen zu lösen. Man trieb daher auf dieser Stollensohle ein Flügelort unter die Stockmasse, gelangte aber von Seite des Aerars nicht zum Durchschlage, weil noch ehevor im J. 1807 der Bau eingestellt und aufgelassen wurde. Zu jener Zeit war man nämlich in der k. k. Stefangrube mit einer Menge leicht gewinnbarer, reichhaltiger und besser gearteter Kiese für eine längere Zeitdauer gesegnet, und glaubte daher die Gewinnung der mehr kostspieligen, weniger guten und hältigen Kiese in der Emericigrube entbehren zu können. Der Bau wurde von mehreren Privaten unter verschiedenen Namen aufgenommen und wieder verlassen, und zuletzt unter dem Namen Nicolai abermals aufgenommen und fortgeführt, und er wurde nach der Hand die beste und zeitweise fast die einzige Quelle zur Versorgung der Offenbányaer Schmelzhütte mit dem nöthigen Zuschlagmateriale. Man erzeugte den Kies theils in Butzen, Stöcken und Höhlen (Kreisen) im Kalkstein, theils auch in der Breccie. In der letzteren kam man auch auf ein Erznest, welches Tellurerze führte.

Die Nicolaigrube ist vor einiger Zeit von der angränzenden Barbaragrube übernommenen und in einen Bau vereinigt worden. Abgesehen, daß dieses Grubenfeld noch zum Theile in dem Bereiche der Tellurklüfte gelegen ist, ist dasselbe wegen des Einschlusses der Kiesstöcke und Kiesbutzen von großer Bedeutung.

Man kann nämlich mit vollem Rechte schließen, daß der Kalkstein der Baja rosia, so wie er sich bereits an seinem Abfalle in dem Nicolaifelde zeigte, vorzugsweise an oder in der Nähe seiner Scheidung mit dem darunter gelagerten Glimmerschiefer Kiesstöcke, Kiesbutzen 2c. 2c. beherbergen werde. Im Nicolaifelde hat man mit dem Segengottesstollen den unterliegenden Schiefer bereits angefahren, und man kann sonach je nach der Lage seiner Scheidung mit dem darauf liegenden Kalke entweder auf der Sohle des Segengottesstollens oder auf der des höher gelegenen Emerici- (Nicolai-) Stollens den schicklichsten Punkt auswählen, diese Scheidung aufzusuchen und zu verfolgen, um die an derselben liegenden Lagerstätten zu eröffnen und aufzuschließen. Diese Scheidung muß sich bis auf die Höhe der Baja rosia hinaufziehen, und es ist keine unbegründete

Hoffnung, daß daselbst noch große und auf eine lange Zeit andauernde Mengen von Kies erschlossen werden können.

c) K. k. Stefangrube.

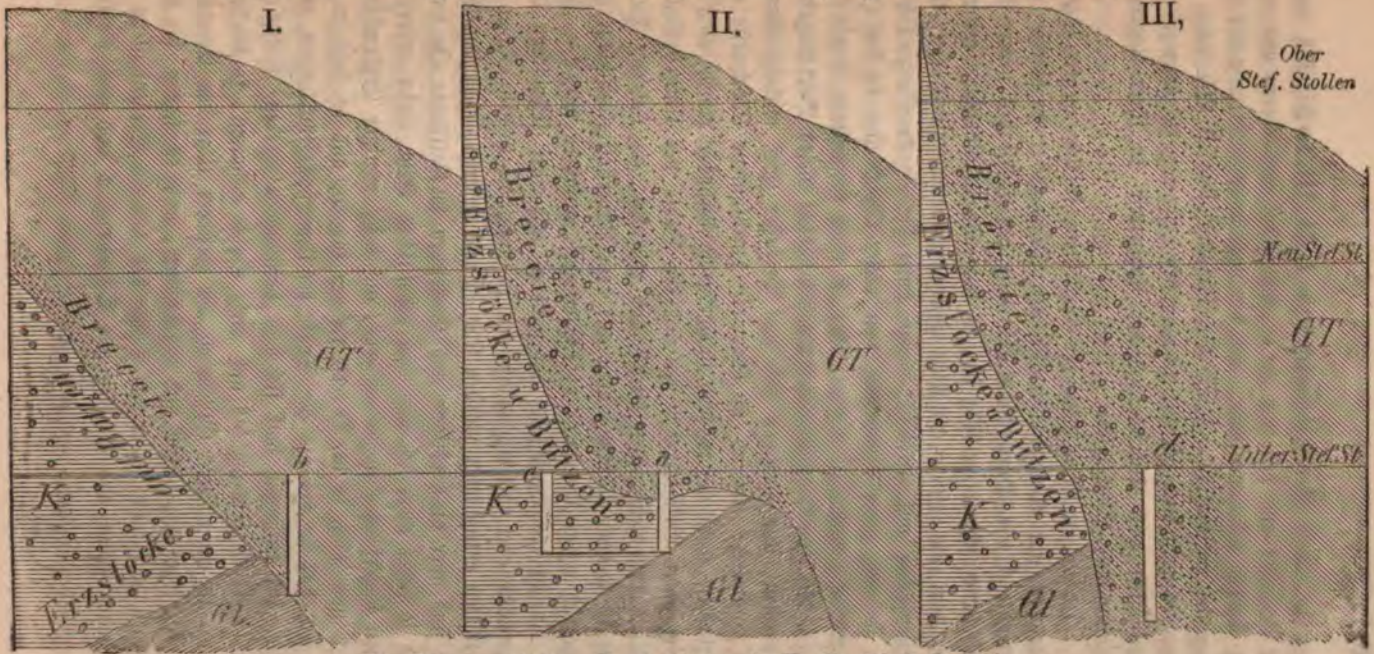
§. 33. Diese Grube liegt am weitesten westlich von allen auf dem mitternächtigen Abhange des Berges Gyilkos und der Baja rosia, schon außerhalb des Bereiches der Tellurklüfte. Gegenstand ihrer Gewinnung sind ebenfalls Kiesstöcke und Butzen im Kalksteine und in der angränzenden Grünsteintrachitbreccie. Veranlassung zu ihrer Aufnahme von Seite des k. k. Bergwesensärars in der zweiten Hälfte des vorigen Jahrhunderts waren gleichfalls die Merkmale der alten Arbeiten und Verhaue im Kalksteine des Gyilkosberges. Zwei alte Stollen, die gegen die Verhaue führten, wurden gewältigt, der obere und untere (mittlere) Stefan, bei deren Weiterbetrieb man einen Kiesstock erreichte, der bedeutende Mengen guthältiger und als Erz einlösungswürdige Kiese lieferte, die zugleich wegen ihrer Lechgiebigkeit und Gutartigkeit jedes andere Zuschlagsmateriale entbehrlich machten. Bei dem bedeutenden Höhenunterschied zwischen dem Ober- und Unterstefanstollen über 26 Klft. war man für eine lange Zeit mit leicht gewinnbaren Kiesen versehen.

Der Stock reichte theils in den Kalkstein hinein, theils war er in der Breccie gelagert, und zog sich in derselben nieder. Der leichteren Arbeit wegen führte man den Bau und suchte die Kiese vorzugsweise in der Breccie. Ueber die Beschaffenheit des Stockes und seiner Erze wurde bereits in den §§. 13 und 19 berichtet. Auf der Sohle des unteren (mittleren) Stephanstollens war jedoch der Stock schon von geringerer Mächtigkeit, als in den höheren Bauen angefahren worden, d. h. man hatte nicht mehr so viele Erze auffinden können, ohngeachtet man in dem Brecciemittel nach allen Richtungen Schläge führte. Man ging auch hier von der Ansicht aus, der Stock wäre nur in der Scheidung gelagert und ziehe sich in derselben nieder und richtete darnach die Aufsuchungsarbeiten um so lieber ein, als sie wegen des milden Gesteins mit geringeren Unköften verbunden waren. Als man aber die Auffuchung des Stockes unter der Sohle des unteren (mittleren) Stefanstollens vornehmen wollte, vermehrten sich die Schwierigkeiten. Um den Stock nicht zu verlieren, teufte man mitten in der Stockmasse einen

Schacht a auf 8 Klafter Tiefe ab. In diesem wurde zuerst taube Breccienmasse (Glauch), dann Kies durchsunken, hierauf unter der 3. Klafter eine bei 3 Klft. mächtige Lage bergartigen Kalksteins durchbrochen und unter diesem zuerst eine Schicht schwarzen Schiefers, dann aber weißer Schiefer erreicht, welcher im Schachtsumpfe anhielt. Der Stock zog sich also an dieser Stelle nicht nieder, weil vom bergartigen Kalke an sowohl im Schachte selbst als auch mit dem von ihm aus betriebenen Auslenken keine Erze mehr gefunden werden konnten. Der Brüchigkeit des Gesteins wegen mußte der Schacht aufgegeben werden. Ein unter der Stefanstollensohle außerhalb der Breccie (Stockgränze) im Grünsteintrachit dann niedergetriebener Schacht b (siehe Fig. 59 Durchschnitt I u. II) erreichte in der 10ten Klft. den Glimmerschiefer. Von hier aus wurde ein Schlag auf 15 Klft. Länge unter den Stock getrieben, aber nur Glimmerschiefer und keine Stockmasse erbrochen. Ein Seitenschlag von ersteren aus verquerte ebenfalls blos Glimmerschieferschichten.

Da nun in neuerer Zeit von einem anderen im Liegenden des Stockes im Kalkstein angeschlagenen Schachte c aus (Siehe Fig. 59 Durchschnitt II) zwischen der 6ten und 7ten Klafter unter der Stollensohle ebenfalls Schläge in verschiedenen Richtungen unter dem Stock geführt worden sind, und mit denselben auch nur Kalk und Glimmerschiefer, statt der Stockmasse angefahren wurden, so lag es klar am Tage, daß die erzführende Breccie sich unter der Sohle des unteren Stefanstollens in einer anderen Richtung als von oben herab niederziehen müsse. Man muß bedauern, daß man von den beiden Versuchschächten b und c aus die Hoffnungsschläge nicht um einige Klafter in nördlicher Richtung weiter trieb; denn man hätte schon vor mehreren Jahrzehenden die Erzbreccie wieder erreicht und in Aufschluß und Abbau nehmen können. Man teufte nun in neuester Zeit (1851) abermals einen Versuchschacht d (siehe Fig. 59 Durchschnitt III) an einer andern Stelle des Stockmittels auf 12 Klft. Tiefe ab, und hat an dieser Stelle endlich fortwährend Breccienmasse durchsunken. Sie zeigte sich abwechselnd wohl taub, öfters aber auch erzführend, und zwar mit Kies und mit Stücken (Mugeln) von silberhältigem Fahlerze und hat angeblich auch beim Verwaschen Spuren von Freigold wahrnehmen lassen. Diese Erzbreccie soll über 6 Klft. bis an einen aufgelösten Grünsteintrachit vom Schacht aus verfolgt worden sein.

Fig. 59. Gebirgsdurchschnitte durch die Stephangrube bei Offenbánya.



Gl. Glimmerschiefer. K. Kalkstein. G T. Grünstein-Trachit.

In den 3 Gebirgsdurchschnitten I., II., III. der Fig. 59, welche der Verfasser aus den ihm zur Einsicht erhaltenen älteren und neueren Karten zusammenstellte, sind die Lagerungsverhältnisse der Stefangrube versinnlicht. Diese Durchschnitte sind 9 Klft. von einander entfernt und parallel zu einander gezogen; sie bezeugen am deutlichsten das Unbeständige der Erzbreccie in ihrer Lagerung, Neigung und Mächtigkeit.

Da wegen Brüchigkeit des Gesteines, so wie wegen Wasserandrangs und Wetterhindernisse, der Abbau dieser Erzbreccie vom Schachte d aus Durchschnitt III unter der Sohle des untern Stefanstollens schwer zulässig ist, so hat man in Vorschlag gebracht, von dem um einige 40 Klft. tieferen Unverhofftglückstollen einen Seitenschlag auf 48 Klft. Länge unter die Stockmasse zu führen, um sie nach ihrer Anfahrung von dieser Sohle aus in die Höhe in Abbau nehmen zu können. Es ist nicht Gegenstand dieses Aufsatzes, die Zweckmäßigkeit und Ausführbarkeit dieses Vorschlages zu besprechen, nur drängen sich dem Verfasser zwei wichtige Fragen auf; nämlich: erstens ob denn die durchsunkene Stockmasse oder Erzbreccie, wenn sie wirklich abbauwürdig befunden wurde, auch mit gleich guter Beschaffenheit bis auf die Sohle des Unverhofftglückstollens sich niederziehen wird? und zweitens, an welchem Punkte oder in welcher Richtung man mit dem Unverhofftglückschlage diese angeblich erzige Breccien- oder Stockmasse anfahren wird? — Nach der Ansicht des Verfassers hat man es mit einer sekundären Erzlagerstätte oder mit Erzbruchstücken zu thun, die ursprünglichen Lagerstätten entnommen worden sind. Diese ursprünglichen Lagerstätten sind aber die Kiesstöcke und Kiesbutzen im Kalksteine. Je weiter und je tiefer man sich von dem eigentlichen Sitze dieser ursprünglichen Lagerstätten nieder entfernt, auf desto weniger Erzbruchstücke wird man auch in der Breccie rechnen können, und es steht zu besorgen, daß sie bis auf die Sohle des Unverhofftglückstollens, wenn nicht ganz aufhören, doch sich sehr vermindern werden. Sollte aber auch diese Erzführung bis auf diese Sohle anhalten, so bliebe es immerhin ein wahres Glückspiel, die zerstreut liegenden Erzmassen im Gebirge aufzusuchen und aufzufinden, und es haben die vielfälligen auf und unter der Sohle des unteren Stefanstollens getriebenen Baue und Schläge die Schwierigkeit und auch Kostspie-

ligkeit derlei Arbeiten genugsam bewiesen, um zu ähnlichen Versuchen wieder einladen zu können.

Wenn es sich aber darum handelt, in der Stefangrube, so wie überhaupt im Gyilkoser und Bajarosiaer Gebirge eine größere Gewinnung von dem allerdings wegen seines höheren Metallgehaltes und seiner Gutartigkeit von jeher sehr geschätzten Kiese hervorzurufen, so scheint es nach Ansicht des Verfassers weit mehr angezeigt, den ursprünglichen Lagerstätten nachzugehen und dieselben dort aufzusuchen, wo die Natur, nicht blos in den Josef- und Nikolaigruben, sondern auch in der Stefangrube selbst hingewiesen hat, nämlich in dem Kalksteine oberhalb seiner Scheidung mit dem Glimmerschiefer. Im unteren Stefanstollen wird es ohne Zweifel einige Punkte geben, von welchen aus ein solcher Versuch vorgenommen werden könnte.

Die Stefangrube steht dermalen außer Betrieb. Sie besitzt ebenfalls wie die k. k. Josefgrube eine Aufbereitungsstätte in Offenbánya.

Gewerkschaftliche Franz- und Barbaragruben-Baue.

§. 34. Diese beiden an einander stoßenden Grubenbaue liegen in dem Bereiche der Tellurklüfte, deren Verhalten bereits betrachtet wurde. Auch hier wurde in früheren Jahrhunderten schon gearbeitet. Beide Baue wurden in den 60er Jahren des verflossenen Jahrhunderts wieder aufgenommen und kamen dann erst in Aufschwung, nachdem sie mit dem Segengottesstollen und hierauf mit dem Glückaufstollen tiefer gelöst und eine große Anzahl bis dahin völlig unbekannter Klüfte überfahren und aufgeschlossen wurden. Beide Gruben, vornehmlich aber die Franzgrube bauten ohngeachtet ihrer schmalen Lagerstätten durch eine lange Reihe von Jahren mit mäßigen Ueberschüssen. Ihre günstige Zeit ist allerdings vorüber, denn die meisten Klüfte sind bis auf den Horizont des Glückaufstollens schon verhaut und unter diesem Horizonte kann der Wässerhindernisse wegen kein gewinnbringender Betrieb eingeleitet werden. Die ganze Baueshöhe beträgt bei beiden Gruben über dem Glückaufstollen blos bis 50 Klft. In den eröffneten Bausohlen, vornehmlich aber in den beiden Stöllen Segengottes und Glückauf könnte allerdings noch manches Mittel einem besseren Aufschlusse,

und manche bereits überfahrene und im Erkreuzungspunkte unedel und unbauwürdig befundene Kluft einer besseren Prüfung noch unterzogen, und hiermit neue Erzmittel noch erschlossen werden, allein ohne Aufschluß der Tiefe, die in Offenbánya nur mit einem Stollenbaue thunlich ist, können diese Gruben nicht lange mehr bestehen und müssen ihrem Verfalle entgegen gehen; sie schleppen sich auch dermalen nur kümmerlich fort.

Beide Gruben besitzen in Offenbánya für sich abgesonderte Aufbereitungsstätten.

K. k. Dreifaltigkeit-, Michael- und Unverhofftglückgruben.

§. 35. Die Dreifaltigkeit- und Michaelgrube liegen westlich von der Franzgrube an der Gränze des Gebietes der Tellurklüfte. Ueber ihre Lagerstätten wurde bereits im §. 25 und 26 gesprochen. Die Dreifaltigkeitgrube wurde in neuerer Zeit vom Bergwesensärar besonders in der Absicht aufgenommen, um in ihren in den Horizonten der Segengottes- und Glückaufstollen noch gänzlich unbekannten Feldern die Ueberzeugung einzuholen, ob das Gebiet abbauwürdiger Tellurklüfte oder anderer Erzklüfte gegen diese Seite hin weiter fortsetze. Diese Hoffnungsschläge hatten leider keinen günstigen Erfolg, und blieben außerdem noch einige Fragen ungelöst.

Der Bau auf den Klüften der Dreifaltigkeit-, so wie der Michaelgrube war nicht mühelohnend, und ebenso wenig auch der Abbau der Klüfte des noch mehr westlich gelegenen Unverhofftglückfeldes, welche zwar ein regelmäßiges Streichen und Fallen und eine gleichbleibende Mächtigkeit, aber einen zu geringen Metallgehalt besitzen, um ihre Bearbeitung lohnen zu können.

Bei der Michaelgrube machte man auch den Versuch, die mit vielen dünnen Schnürchen und Klüftchen durchzogene Breccienmasse auf ihren Metallhalt zu prüfen, und unterwarf eine bedeutende Menge davon als Pochgänge der nassen Aufbereitung. Der Erfolg war nicht günstig.

Diese Gruben sind daher von keinem Belange und stehen seit einiger Zeit auch außer Betrieb.

§. 36. Wenn wir nach dem Vorausgelassenen den Offenbányaer Bergbau in seinen dermaligen Zustande überblicken, so zeigt er

wohl ein sehr düsteres und betrübendes Bild. Die in Offenbánya bestehende Aerarial-Schmelzhütte ist seit einer Reihe von Jahren auf unbestimmte Zeit außer Betrieb gesetzt und ist dadurch dem ärarialischen wie dem Privatbergbaue in Offenbánya ein empfindlicher Nachtheil zugefügt worden. Die Erzgefälle können nämlich nicht mehr im Orte selbst eingelöst werden, sondern müssen mit bedeutenden Frachtköſten nach Zalathna in die Einlösung gebracht werden. Seitdem können die ärmeren Erzgefälle, so wie die Zuschlagkiese für die Hütte wegen der größeren Frachtkosten nicht mehr zur Verwerthung gelangen, und es entgeht dadurch dem Grubenbaue ein Theil seiner Einnahmsquellen, und außerdem auch noch der Vortheil der billigen Verfrachtung der reicheren Erzposten. Im Laufe dieses Jahres ist auch noch die bestandene k. k. Bergverwaltung aufgehoben und hiedurch den Gruben auch noch die bessere Leitung entzogen worden. Ein Wiederaufschwung des dortigen Bergbaues ist unter diesen Umständen kaum zu erhoffen, denn sein Bestehen hängt von den zwei Lebensfragen ab, und zwar erstens von dem Wiederbetrieb der ärarialischen Schmelzhütte, um die Gewinnung der nöthigen Zuschlagkiese und reicheren kiesigen Zeuge, so wie auch der bleiischen Geschicke in den Stefani-, Josefi- und Nikolaigrubenfeldern wieder ins Leben zu rufen, welche Gruben bei zweckmäßiger und verständiger Leitung und bei geordnetem Grubenhaushalte ohne Zweifel einbußfrei betrieben werden könnten, und zweitens von dem tieferen Aufschluß der gewerkschaftlichen Franz- und Barbaragrubenfelder, das heißt des Gebietes der Tellurklüfte. Von dem Wiederbetriebe der Offenbányaer Schmelzhütte hängt auch die Existenz vieler Gruben zu Verespatak ab, denn auf diesen lastet ebenfalls der Druck der höheren Kosten durch die Verfrachtung ihrer armen Erzgefälle in die Einlösung und Verschmelzung nach Zalathna.

Der Aufschluß einer größeren Tiefe bei der Franz- und Barbaragrube wurde schon seit dem verflossenen Jahrhundert mehrmals und zuletzt in dem Jahre 1843 in Antrag gebracht, und wird eine Lebensfrage dieser Gruben, so wie auch des ganzen Gebietes der Tellur- und Freigold-führenden Klüfte bleiben, wenn auch die ärarialische Schmelzhütte wieder in Umtrieb gesetzt werden sollte. Auch von blos wissenschaftlichem Standpunkte gewährt diese Frage viel Interesse. Das Vorkommen des Tellurmetalls in einem so beschränkten Raume, wie in den frühern §§. geschildert wurde, ist immerhin

und manche bereits überfahrene und im Erkreuzungspunkte unedel und unbauwürdig befundene Kluft einer besseren Prüfung noch unterzogen, und hiermit neue Erzmittel noch erschlossen werden, allein ohne Aufschluß der Tiefe, die in Offenbánya nur mit einem Stollenbaue thunlich ist, können diese Gruben nicht lange mehr bestehen und müssen ihrem Verfalle entgegen gehen; sie schleppen sich auch dermalen nur kümmerlich fort.

Beide Gruben besitzen in Offenbánya für sich abgesonderte Aufbereitungsstätten.

K. k. Dreifaltigkeit-, Michael- und Unverhofftglückgruben.

§. 35. Die Dreifaltigkeit- und Michaelgrube liegen westlich von der Franzgrube an der Gränze des Gebietes der Tellurklüfte. Ueber ihre Lagerstätten wurde bereits im §. 25 und 26 gesprochen. Die Dreifaltigkeitgrube wurde in neuerer Zeit vom Bergwesensärar besonders in der Absicht aufgenommen, um in ihren in den Horizonten der Segengottes- und Glückaufstollen noch gänzlich unbekannten Feldern die Ueberzeugung einzuholen, ob das Gebiet abbauwürdiger Tellurklüfte oder anderer Erzklüfte gegen diese Seite hin weiter fortsetze. Diese Hoffnungsschläge hatten leider keinen günstigen Erfolg, und blieben außerdem noch einige Fragen ungelöst.

Der Bau auf den Klüften der Dreifaltigkeit-, so wie der Michaelgrube war nicht mühelohnend, und ebenso wenig auch der Abbau der Klüfte des noch mehr westlich gelegenen Unverhofftglückfeldes, welche zwar ein regelmäßiges Streichen und Fallen und eine gleichbleibende Mächtigkeit, aber einen zu geringen Metallgehalt besitzen, um ihre Bearbeitung lohnen zu können.

Bei der Michaelgrube machte man auch den Versuch, die mit vielen dünnen Schnürchen und Klüftchen durchzogene Brecciènmasse auf ihren Metallhalt zu prüfen, und unterwarf eine bedeutende Menge davon als Pochgänge der nassen Aufbereitung. Der Erfolg war nicht günstig.

Diese Gruben sind daher von keinem Belange und stehen seit einiger Zeit auch außer Betrieb.

§. 36. Wenn wir nach dem Vorausgelassenen den Offenbányaer Bergbau in seinen dermaligen Zustande überblicken, so zeigt er

wohl ein sehr düsteres und betrübendes Bild. Die in Offenbánya bestehende Aerarial-Schmelzhütte ist seit einer Reihe von Jahren auf unbestimmte Zeit außer Betrieb gesetzt und ist dadurch dem ärarialischen wie dem Privatbergbaue in Offenbánya ein empfindlicher Nachtheil zugefügt worden. Die Erzgefälle können nämlich nicht mehr im Orte selbst eingelöst werden, sondern müssen mit bedeutenden Frachtkösten nach Zalathna in die Einlösung gebracht werden. Seitdem können die ärmeren Erzgefälle, so wie die Zuschlagkiese für die Hütte wegen der größeren Frachtkosten nicht mehr zur Verwerthung gelangen, und es entgeht dadurch dem Grubenbaue ein Theil seiner Einnahmsquellen, und außerdem auch noch der Vortheil der billigen Verfrachtung der reicheren Erzposten. Im Laufe dieses Jahres ist auch noch die bestandene k. k. Bergverwaltung aufgehoben und hiedurch den Gruben auch noch die bessere Leitung entzogen worden. Ein Wiederaufschwung des dortigen Bergbaues ist unter diesen Umständen kaum zu erhoffen, denn sein Bestehen hängt von den zwei Lebensfragen ab, und zwar erstens von dem Wiederbetrieb der ärarialischen Schmelzhütte, um die Gewinnung der nöthigen Zuschlagkiese und reicheren kiesigen Zeuge, so wie auch der bleiischen Geschicke in den Stefani-, Josefi- und Nikolaigrubenfeldern wieder ins Leben zu rufen, welche Gruben bei zweckmäßiger und verständiger Leitung und bei geordnetem Grubenhaushalte ohne Zweifel einbußfrei betrieben werden könnten, und zweitens von dem tieferen Aufschluß der gewerkschaftlichen Franz- und Barbaragrubenfelder, das heißt des Gebietes der Tellurklüfte. Von dem Wiederbetriebe der Offenbányaer Schmelzhütte hängt auch die Existenz vieler Gruben zu Verespatak ab, denn auf diesen lastet ebenfalls der Druck der höheren Kosten durch die Verfrachtung ihrer armen Erzgefälle in die Einlösung und Verschmelzung nach Zalathna.

Der Aufschluß einer größeren Tiefe bei der Franz- und Barbaragrube wurde schon seit dem verflossenen Jahrhundert mehrmals und zuletzt in dem Jahre 1843 in Antrag gebracht, und wird eine Lebensfrage dieser Gruben, so wie auch des ganzen Gebietes der Tellur- und Freigold-führenden Klüfte bleiben, wenn auch die ärarialische Schmelzhütte wieder in Umtrieb gesetzt werden sollte. Auch von blos wissenschaftlichem Standpunkte gewährt diese Frage viel Interesse. Das Vorkommen des Tellurmetalls in einem so beschränkten Raume, wie in den frühern §§. geschildert wurde, ist immerhin

etwas Auffälliges, und da man in Nagyág, dem zweiten Orte in Siebenbürgen, wo dieses Metall in Verbindung mit edleren Metallen auf Klüften sich findet, gegen die Tiefe hin keine Abnahme seines Auftretens, sondern vielmehr neue, in oberen Bausohlen unbekannte Abbaufelder aufgeschlossen hat, so ließe sich auch in Offenbánya ein gleich günstiges Verhalten in der Tiefe erhoffen.

Auch die Gewinnung der Eisensteine in dem Csora-Thale und deren Verschmelzung auf Eisen in den Gebäuden der ärarialischen Schmelzhütte wurde in neuerer Zeit in Anregung gebracht. Sie würde jedoch gegenwärtig die Vortheile nicht gewähren, welche der Wiederbetrieb der Silberhütte für den Offenbányaer, so wie für den übrigen Metallbergbau Siebenbürgens mit sich bringen würde. Ohngeachtet seines dermaligen betrübenden Zustandes, in welchem der Bergbau sich befindet, enthält der Offenbányaer Bergbaubezirk immerhin sehr viel Merkwürdiges und in mehrfacher Beziehung auch sehr viel Belehrendes, sowohl für den Geognosten, als auch für den Bergmann.

VIII.

Fortschritte
bei
Verröstung der Eisenerze
in Steiermark.

Von
Franz Kupelwieser,
k. k. Professor in Leoben.

Mit einer Tafel.

Es unterliegt keinem Zweifel, daß eine zweckmäßig und vollständig durchgeführte Röstung von Eisensteinen, sowohl auf die Qualität des daraus erzeugten Roheisens, so wie auf den Preis desselben einen sehr großen Einfluß ausübe; denn abgesehen davon daß während der Röstung Kohlensäure und Wasser ausgetrieben, Eisenoxydul in Eisenoxyd umgewandelt, die einzelnen Erzstücke poröser, somit besser für die im Schmelzofen zu erfolgende Reduktion vorbereitet werden, daher der erforderliche Brennmaterialaufwand verringert wird, so erfolgt auch noch eine Zerlegung der in den Erzen vorhandenen Schwefel- und Arsenverbindungen, welche um so vollständiger sein wird, je besser und energischer die Röstung der Erze durchgeführt wurde. Nur durch eine vollkommene Röstung in Verbindung mit einer entsprechend durchgeführten Auslaugung und Abwitterung der Erze wird es möglich sein, selbst aus Erzen, welche durch Kiese verunreiniget sind, Roheisen von solcher Qualität herzustellen, daß es allen an dasselbe gestellten Anforderungen entspricht. Von sehr großem Einflusse auf die Brauchbarkeit einer Röstmethode ist aber auch der Kostenpunkt, indem eine Röstarbeit um so verwendbarer sein wird, je billiger dieselbe bei gleich vorzüglicher Röstung der Erze durchgeführt werden kann, indem sich jede Ersparung bei der Röstung der Erze im doppelten, ja drei-

fachen Betrage (je nach dem Eisenhalte der Erze) bei der Erzeugung des Roheisens bemerkbar macht.

Um aber die Röstung von Eisensteinen möglichst billig durchführen zu können, muß folgenden Bedingungen entsprochen werden: Es müssen billige Brennmaterialien verwendet werden können; es muß die mechanische Arbeit thunlichst beschränkt und dieselbe dem Arbeiter erleichtert werden, um an Arbeitslöhnen zu sparen; endlich muß die Anlage von Röstvorrichtungen so konstruirt werden, daß sie mit möglichst geringem Geldaufwande hergestellt, wenig Reparaturen bedarf, und zu gleicher Zeit verhältnißmäßig wenig Raum erfordert. In anderer Beziehung soll die Röstung aber auch so vollständig als thunlich durchgeführt werden, was um so schwieriger wird, von je verschiedenerem Aggregatzustande die Erze sind, und was beinahe unmöglich wird, sobald man es mit Erzen von mulmiger oder breiiger Consistenz oder selbst nur mit Erzen von feinem Korne zu thun hat. — Was nun das in den meisten Fällen billigste Brennmateriale, welches für die Röstung der Eisensteine verwendet werden kann, anbelangt, so sind es ohne Zweifel die Hohofengichtgase, indem dieselben häufig im Ueberflusse vorhanden, und die Verwendung derselben dem Hüttenmanne beinahe keine separaten Unkosten verursacht, daher bei Anwendung der Gichtgase zur Röstung von Eisensteinen die Beischaffung des Brennmateriales so zu sagen ganz außer jede Berechnung fällt. Was die anderen obenangeführten Punkte betrifft, so muß bei jeder Anlage von Röstöfen auf dieselben Rücksicht genommen werden, und findet man sie in mehr oder minder vollkommenem Grade angestrebt und erreicht. Nur der letzte Punkt, die Röstung von sehr feinen oder mulmigen Erzen, ist immer noch wenig berührt und als eine schwache Seite der gewöhnlichen Röstmethoden erkannt worden. Dies der Grund, warum ich glaube, daß es jedem Fachgenossen erwünscht sein dürfte, die Fortschritte, welche in dieser Richtung in einer Reihe von Jahren in Steiermark gemacht wurden, genau verzeichnet, die Anlagskosten und Betriebsresultate besprochen zu finden, um so mehr als dieselben verhältnißmäßig wenig bekannt und verbreitet sind, und den an sie gestellten Anforderungen vollkommen entsprechen.

Unter den gewiß vielen Versuchen, die Röstung der Erze durch Gichtgase zu bewerkstelligen, verdienen vorzüglich zwei Einrichtungen, die von einander wesentlich verschieden sind, besonders hervorge-

hoben zu werden; es sind dies die patentirten Gichtgasschachtröstöfen des R. v. Friedau'schen Oberverwesers Herrn Eduard Fillafer in Vordernberg, welche sich nun schon, zwar unter etwas abgeänderter Form, seit 10 Jahren vollkommen bewähren [1]), und die vom k. k. Hüttenverwalter zu Eisenerz, Herrn Korbinian Moser erbauten Röstflammöfen, welche zwar erst an einem Orte seit ungefähr $1^1/_2$ Jahren in Betrieb stehen, aber die Aufgabe, nasses Erzklein zu verrösten, in entsprechender Weise lösen. [2])

Die patentirten Fillafer'schen Gichtgasröstöfen.

Die auf Tafel IV. in Fig. 1, 2, 3 und 4 gegebene Zeichnung dieser Öfen, welche ich, so wie den größten Theil der folgenden Daten den freundlichen Mittheilungen des Erbauers und Patentbesitzers Herrn Oberverwesers Fillafer verdanke, zeigt die neueste und vollständigste Konstruktion derselben, wie sie bei einem der größten Hohöfen in Vordernberg, dem Herrn Viktor R. v. Seißler gehörigen Radwerke Nro. III, erbaut und im Laufe des Jahres 1866 in Betrieb gesetzt wurden. Wie aus der Zeichnung zu entnehmen ist, sind daselbst 14 kleine Schachtöfen A in zwei Reihen zu je sieben in einer Gruppe so vereinigt, daß in jeder der beiden Reihen die Oefen mit ihrer längeren Seite an einander gereiht sind, während durch das Zusammenrücken dieser beiden Reihen von Oefen mit ihren schmalen Seiten Paare von Oefen gebildet werden.

Was die Dimensionen dieser Schachtöfen anbelangt, so sind dieselben auffallend klein, besonders zeichnen sie sich durch eine sehr geringe Breite und eine ebenfalls sehr kleine Höhe des eigentlichen Röstraumes aus. Wenn wir über die Zuleitung der Gase erst

[1]) Auffallender Weise findet sich nur eine kurze Notiz über diese Oefen in dem Berg- und hüttenmännischen Jahrbuche 6. Band 2. Folge Seite 183, und in Bruno Kerl's Hüttenkunde 2. Auflage 1. Band Seite 408, wo sich eine ziemlich unvollständige Beschreibung unter dem Namen der Vordernberger Gichtgasröstöfen vorfindet.

[2]) Soeben erhielt ich durch Herrn Verweser Seeland in Lölling die Nachricht, daß ein gleicher Ofen über mein Anrathen auf dem Baron von Dickmann'schen Hohofen in Lölling gebaut, bereits in Betrieb steht, und so gute Resultate gibt, daß das Erzklein, welches früher in der Grube versetzt worden, nun mit Vortheil im Hohofen verarbeitet werden kann. Als Brennmateriale wird Holzkohlenlösche auf einem Roste verbraunt.

später sprechen wollen, um früher die Dimensionen und Einrichtung des Schachtes der Oefen kennen zu lernen, so soll vorläufig nur erwähnt werden, daß die Gase durch kleine Schlitze a, von welchen an jeder der Längenwandungen des Ofens je 7 etwa 12 Zolle über den Rostträgern angebracht sind, in den Ofen geleitet werden. Die Gase haben daher, da die Breite des Ofens sehr klein gehalten ist, einen verhältnißmäßig kurzen Weg zurückzulegen, bis sie zwischen den Erzen bis in das Innere des Ofens durchdringen. Es wird aber eine geringe Breite des Ofens um so wichtiger werden, je kleiner der durchschnittliche Aggregatzustand der Erze ist, weil sich sonst leicht in der Mitte eine kalte Erzsäule bildet, welche, da sie von den Gaseinströmungsöffnungen zu weit entfernt, ganz oder theilweise ungeröstet durchgeht, somit Veranlassung zu ungleichförmig gerösteten Erzen gibt, wie sich dies bei Anwendung des an und für sich ganz vorzüglichen schwedischen Gasröstofens [1]) in Heft in Kärnten schon bei Röstung von Erzen mittleren Aggregatzustandes herausstellte. Für eine mittlere Korngröße der Erze von etwa 1 bis 4 Kubikzoll, mit welcher dieselben in Vordernberg zur Verröstung kommen, entspricht eine Breitendimension von 21 Zollen, wobei bemerkt werden muß, daß bei dieser Weite noch eine nicht unbedeutende Menge von Erzklein nebenbei mitverröstet werden kann, indem zur Regulirung des Zuges theilweise Erzklein mit aufgegichtet werden kann. Man kann ohne wesentlichen Nachtheil unter den obenerwähnten Verhältnissen eine Breite zwischen 20 bis 24 Zoll wählen, wobei die erstere Dimension eine verläßlichere gleichförmigere Röstung, die größere Breite hingegen bei unvollständigerer Röstung ein größeres Aufbringen gestatten wird.

Die Länge des Ofens ist aber eben so wenig gleichgültig, sondern ebenso an gewisse Regeln gebunden, indem es für den regelmäßigen Betrieb des Ofens nothwendig ist, über den ganzen Querschnitt gleichförmig gichten und, was bei weitem schwieriger ist, ausziehen zu können, da die Auszugsöffnungen B an der schmalen Seite angebracht sein müssen, und daher das Ausziehen bei zu großer Länge des Ofens sehr schwer gleichförmig durchgeführt werden kann. Dies ist auch der Grund, warum beim fürst-

[1]) Die Einrichtung desselben ist im Berg- und hüttenmännischen Jahrbuche 2. Folge Band II Seite 203 beschrieben.

lich Schwarzenberg'schen Hohofen in Vordernberg, bei welchem je zwei Oefen so weit zusammengerückt wurden, daß die Mittelmauer b gleichsam ganz wegfällt, der Ofen somit nur eine gemeinschaftliche Gicht hat, dennoch an jeder der beiden schmalen Seiten eine separate Ausziehöffnung vorhanden ist. Die Gesammthöhe des von verticalen Wänden begrenzten Ofenschachtes ist in einer Höhe von 7 Fuß unter der Gicht durch einen horizontalen Rost, dessen Träger in c sichtbar sind, in zwei Theile, den eigentlichen Ofen und den darunter liegenden Kühlraum K getheilt. Dieser Rost bildet den unteren Abschluß des Röstofens, indem auf demselben die ganze Erzsäule ruht, und besteht aus losen leicht ausziehbaren Roststangen, so daß auf diese Weise die Erze über den ganzen Querschnitt des Ofens, durch aufeinanderfolgendes Ausnehmen einzelner Roststangen, gleichförmig ausgezogen werden können. Dieser Rost, welcher die ganze untere Fläche des Ofens abschließt, hat außerdem noch den Vortheil, daß die Verbrennungsluft, gleichförmig über den ganzen Querschnitt des Ofens zugeleitet, die Erzsäule durchdringen kann. Die verhältnißmäßig geringe Höhe des Schachtes von 7 Fuß wird noch dadurch vermindert, daß die Gasausströmungsöffnungen a 12 Zolle über den Rostträgern angebracht sind, somit für den eigentlichen Röstraum nur eine Höhe von 6 Fuß übrig bleibt.

Obwohl an und für sich eine größere Höhe des Ofenschachtes, der vollständigeren Ausnützung der Wärme halber, empfehlenswerth wäre, so ist dieselbe in diesem Falle nicht anwendbar, weil sonst, besonders wenn auch Erzklein gegichtet wird, der Zug so sehr vermindert wird, daß die Gase mehr Tendenz zeigen, nach unten gegen den Rost zu, als nach oben zu entweichen. Wenn dies eintritt, muß die geringe Schachthöhe noch dadurch vermindert werden, daß der obere Theil des Ofens nicht ganz voll gehalten wird. Unter anderen Verhältnissen, besonders bei einem gleichförmigeren und größeren Aggregatzustande der Erze würde die Höhe entsprechend vermehrt werden müssen. Der Kühlraum K des Ofens, wenn auch gerade nicht absolut nothwendig, gewährt doch bedeutende Vortheile, indem daselbst durch die vorhandene Temperatur die Röstung noch fortgesetzt wird, und man will gefunden haben, daß seit Anwendung von Kühlräumen die Erze noch mürber sind. Ein fernerer Vortheil ist noch der, daß die Erze in Folge des angebrachten schiefen Bodens des Füllschachtes dem Arbeiter bereits abgekühlt bis auf den vor

später sprechen wollen, um früher die Dimensionen und Einrichtung des Schachtes der Oefen kennen zu lernen, so soll vorläufig nur erwähnt werden, daß die Gase durch kleine Schlitze a, von welchen an jeder der Längenwandungen des Ofens je 7 etwa 12 Zolle über den Rostträgern angebracht sind, in den Ofen geleitet werden. Die Gase haben daher, da die Breite des Ofens sehr klein gehalten ist, einen verhältnißmäßig kurzen Weg zurückzulegen, bis sie zwischen den Erzen bis in das Innere des Ofens durchdringen. Es wird aber eine geringe Breite des Ofens um so wichtiger werden, je kleiner der durchschnittliche Aggregatzustand der Erze ist, weil sich sonst leicht in der Mitte eine kalte Erzsäule bildet, welche, da sie von den Gaseinströmungsöffnungen zu weit entfernt, ganz oder theilweise ungeröstet durchgeht, somit Veranlassung zu ungleichförmig gerösteten Erzen gibt, wie sich dies bei Anwendung des an und für sich ganz vorzüglichen schwedischen Gasröstofens [1]) in Heft in Kärnten schon bei Röstung von Erzen mittleren Aggregatzustandes herausstellte. Für eine mittlere Korngröße der Erze von etwa 1 bis 4 Kubikzoll, mit welcher dieselben in Vordernberg zur Verröstung kommen, entspricht eine Breitendimension von 21 Zollen, wobei bemerkt werden muß, daß bei dieser Weite noch eine nicht unbedeutende Menge von Erzklein nebenbei mitverröstet werden kann, indem zur Regulirung des Zuges theilweise Erzklein mit aufgegichtet werden kann. Man kann ohne wesentlichen Nachtheil unter den obenerwähnten Verhältnissen eine Breite zwischen 20 bis 24 Zoll wählen, wobei die erstere Dimension eine verläßlichere gleichförmigere Röstung, die größere Breite hingegen bei unvollständigerer Röstung ein größeres Aufbringen gestatten wird.

Die Länge des Ofens ist aber eben so wenig gleichgültig, sondern ebenso an gewisse Regeln gebunden, indem es für den regelmäßigen Betrieb des Ofens nothwendig ist, über den ganzen Querschnitt gleichförmig gichten und, was bei weitem schwieriger ist, ausziehen zu können, da die Auszugsöffnungen B an der schmalen Seite angebracht sein müssen, und daher das Ausziehen bei zu großer Länge des Ofens sehr schwer gleichförmig durchgeführt werden kann. Dies ist auch der Grund, warum beim fürst-

---

[1]) Die Einrichtung desselben ist im Berg- und hüttenmännischen Jahrbuche 2. Folge Band II Seite 203 beschrieben.

lich Schwarzenberg'schen Hohofen in Vordernberg, bei welchem je zwei Oefen so weit zusammengerückt wurden, daß die Mittelmauer b gleichsam ganz wegfällt, der Ofen somit nur eine gemeinschaftliche Gicht hat, dennoch an jeder der beiden schmalen Seiten eine separate Ausziehöffnung vorhanden ist. Die Gesammthöhe des von verticalen Wänden begrenzten Ofenschachtes ist in einer Höhe von 7 Fuß unter der Gicht durch einen horizontalen Rost, dessen Träger in c sichtbar sind, in zwei Theile, den eigentlichen Ofen und den darunter liegenden Kühlraum K getheilt. Dieser Rost bildet den unteren Abschluß des Röstofens, indem auf demselben die ganze Erzsäule ruht, und besteht aus losen leicht ausziehbaren Roststangen, so daß auf diese Weise die Erze über den ganzen Querschnitt des Ofens, durch aufeinanderfolgendes Ausnehmen einzelner Roststangen, gleichförmig ausgezogen werden können. Dieser Rost, welcher die ganze untere Fläche des Ofens abschließt, hat außerdem noch den Vortheil, daß die Verbrennungsluft, gleichförmig über den ganzen Querschnitt des Ofens zugeleitet, die Erzsäule durchdringen kann. Die verhältnißmäßig geringe Höhe des Schachtes von 7 Fuß wird noch dadurch vermindert, daß die Gasausströmungsöffnungen a 12 Zolle über den Rostträgern angebracht sind, somit für den eigentlichen Röstraum nur eine Höhe von 6 Fuß übrig bleibt.

Obwohl an und für sich eine größere Höhe des Ofenschachtes, der vollständigeren Ausnützung der Wärme halber, empfehlenswerth wäre, so ist dieselbe in diesem Falle nicht anwendbar, weil sonst, besonders wenn auch Erzklein gegichtet wird, der Zug so sehr vermindert wird, daß die Gase mehr Tendenz zeigen, nach unten gegen den Rost zu, als nach oben zu entweichen. Wenn dies eintritt, muß die geringe Schachthöhe noch dadurch vermindert werden, daß der obere Theil des Ofens nicht ganz voll gehalten wird. Unter anderen Verhältnissen, besonders bei einem gleichförmigeren und größeren Aggregatzustande der Erze würde die Höhe entsprechend vermehrt werden müssen. Der Kühlraum K des Ofens, wenn auch gerade nicht absolut nothwendig, gewährt doch bedeutende Vortheile, indem daselbst durch die vorhandene Temperatur die Röstung noch fortgesetzt wird, und man will gefunden haben, daß seit Anwendung von Kühlräumen die Erze noch mürber sind. Ein fernerer Vortheil ist noch der, daß die Erze in Folge des angebrachten schiefen Bodens des Füllschachtes dem Arbeiter bereits abgekühlt bis auf den vor

der Füllbank angebrachten Tisch entgegenrollen, somit der Arbeiter weder von der Hitze belästigt, noch die Arbeit des Anfüllens der Gichthunde eine beschwerliche wird. Was das Materiale anbelangt, aus welchem der Ofenschacht hergestellt werden soll, so handelt es sich selbstverständlich nicht so sehr um besonders feuerfestes Materiale, denn wenn auch eine helle Rothglühhitze angewendet wird, so halten Ziegel aus nur halbwegs gutem Thon, wenn dieselben gut bereitet sind, leicht die erforderliche Temperatur aus, nur jene Ziegel, welche die Gasbrenner bilden, werden aus feuerfestem Materiale hergestellt. Hingegen ist es aber erforderlich, das Baumateriale so zu wählen, daß es der mechanischen Abnützung hinreichend zu widerstehen vermag. Um die Oefen vor den klimatischen Einflüssen so wie die Erzgichter thunlichst vor den Gasen zu schützen, ist immer je ein Paar Oefen mit einem gemeinschaftlichen Gichtmantel D überwölbt, der in der Mitte mit einer kleinen Esse E versehen ist. Die durch Blechthüren verschließbaren Gichtöffnungen F müssen so groß gehalten sein, daß man leicht mit den aus Eisen konstruirten Gichthunden in den Gichtmantel gelangen kann. Auf beiden Seiten Gichtthüren F anzubringen, ist durchaus nicht nothwendig, indem man leicht von einer Seite über die erste Gichtöffnung hinweg zur zweiten fahren kann, wodurch bei der Anlage bedeutend gespart werden kann. Zweckmäßig ist es hingegen, nicht für die ganze Gruppe von Oefen einen gemeinschaftlichen Gichtmantel anzubringen, sondern denselben durch Zwischenmauern G in so viele Räume zu theilen, als Paare von Oefen vorhanden sind, was besonders dann wichtig ist, wenn nicht alle Oefen gleichzeitig in Betrieb stehen, indem dann ein viel gleichmäßigerer Zug, eine bessere Röstung erreicht wird.

Was nun die Zuführung der Gase anbelangt, so werden dieselben, nachdem sie dem Hohofen entnommen, eher vom mitgerissenen Staube gereinigt, durch die beiden Gasleitungsröhren d, welche mit Schuber e zur Regulirung der Gasmenge versehen sind, dem Hauptgaskanal f zugeführt. Jeder dieser Hauptkanäle f führt unter einer Reihe von Röstöfen durch, und ist der Querschnitt desselben für 7 einfache Oefen mit 10 Zoll Breite und 12 Zoll Höhe, somit mit 120 Quadratzoll Querschnitt vollkommen ausreichend. Zur Reinigung dieses Hauptkanals müssen sowohl bei d wie bei f Putzthüren angebracht sein, weil sich in diesem Kanale die größte Menge

Flugstaub anlegt, weßhalb auch ein täglich ein- bis zweimaliges Putzen mit Hülfe von Krücken erfolgen muß, was jedoch kaum einige Minuten in Anspruch nimmt. Ebenso muß auch an dem Rohre d an irgend einer Stelle ein Sicherheitsventil angebracht sein, damit bei einer etwa vorkommenden Explosion der Ofen nicht leide. Von diesen Kanälen f gehen sowohl zwischen je zwei Oefen, so wie im Ofenstocke außerhalb der am Rande stehenden Oefen je ein Vertikalkanal g nahezu bis zur horizontalen Ebene, in welcher die Gasschlitze a liegen. Der Querschnitt dieser Kanäle ist für die zwischen je zwei Oefen liegenden 10 und 6 Zoll für die am Rande liegenden aber 10 und 3 Zoll. In Summa haben somit die Kanäle g einen Querschnitt von 420 Quadratzoll. Der Grund, warum diese Kanäle g im Vergleiche zu den Horizontalkanälen f um so vieles weiter gehalten sind, liegt wohl vorzüglich darin, daß dieselben, wenn sich auch an und für sich weniger Staub anlegt, unzugänglich, somit schwer zu reinigen sind, daher hinreichend groß gehalten werden müssen. Eine Reinigung dieser Kanäle während des Ofenbetriebes ist nicht leicht ausführbar, darf daher auch nicht vorkommen. Die Mittelkanäle g sind oben getheilt, indem für jede Seite des Ofens ein separater Gasvertheilungskanal h und ein Regulirungsschuber i vorhanden ist. Bei den früher gebauten Oefen ist zwischen je zwei Röstöfen nur ein gemeinschaftlicher Gasvertheilungskanal h vorhanden, welche. auf beiden Seiten Gasschlitze zu den benachbarten Oefen hat. Wenn diese Einrichtung auch einfacher ist und weniger Raum einnimmt, so hat sie doch immer den wesentlichen Uebelstand, daß, wenn einer der Gasröstöfen außer Betrieb gesetzt werden soll, ein Absperren der Gase unmöglich wird, während dies bei der neueren Einrichtung mit den nebeneinander liegenden Gasvertheilungskanälen und separaten Schubern sehr leicht ausführbar ist. Die Gasvertheilungskanäle h sind 3 Zoll breit und 6 Zoll hoch, somit ist der Gesammtquerschnitt für eine Reihe von 7 Oefen zu zwei Kanälen 252 Quadratzoll, also auch noch bedeutend größer, als der Querschnitt des Hauptkanals. Wenn auch ein Verlegen dieser Kanäle h weniger zu besorgen ist, als bei dem Hauptkanal f, so erfolgen dennoch Ansammlungen von Staub, weßhalb ebenfalls Putzthürchen angebracht werden müssen. Wichtig sind in ihrer Gestalt und Größe die Gasschlitze a, welche die Gase aus den Kanälen h in das In-

nere des Ofens A leiten. Wie aus der Detailzeichnung in Fig. 4 zu ersehen, werden dieselben durch eigens geformte Ziegel z gebildet, welche nach der Ofen- wie nach der Kanalseite zu eine so bedeutende Abschrägung erhalten, daß weder ein Verlegen durch die vorbeigleitenden Erze, noch durch den mitgerissenen Staub möglich wird. Die Gasschlitze a sind 3 Zoll lang und haben eine Höhe von zwei Linien oder etwas weniges darüber, jedoch selten bis drei Linien, was bei 7 Oeffnungen an einer langen Wand, per Ofen 7 Quadratzoll, somit für 7 Oefen nur 49 Quadratzoll ausmacht, wenn man die kleinere Höhendimension von 2 Linien annimmt. Bei Annahme der größten Dimension von 3 Linien beträgt der Querschnitt bei 70 Quadratzoll, ist somit auf jeden Fall nahe um die Hälfte oder noch kleiner als der Querschnitt des Hauptzuleitungskanales f. Dies ist auch der Grund, warum in den verhältnißmäßig kleinen Schlitzen a, obwohl dieselben horizontal liegen, kein Verlegen durch den noch in hinreichender Menge mitgerissenen Staub stattfindet.

Die Anordnung dieser Röstöfen ist aber nicht immer dieselbe, indem sie nach Lokalverhältnissen ebenso gut in einer Reihe angeordnet sein können, oder es sind dieselben, wie dies bei dem R. v. Friedau'schen Radwerke der Fall ist, unmittelbar auf dem Rauhmauerwerke des Hohofens in zwei Reihen neben der Gicht aufgestellt. Abgesehen von Lokalverhältnissen, ist die Anordnung von zwei in einem gemeinschaftlichen Rauhmauerwerke neben einander stehenden Ofenreihen die vortheilhafteste, weil sie am wenigsten Platz einnimmt, am wenigsten Mauerwerk, wenig Bedachung benöthigt, und außerdem noch eine sehr geringe Oberfläche zur Ausstrahlung von Wärme darbietet.

Was den Betrieb dieser Oefen anbelangt, so werden dieselben, wenn sie erst in Betrieb gesetzt werden sollen, nachdem sie hinreichend ausgetrocknet und angewärmt sind, mit einer Lage leicht entzündlichen Brennmateriales und dann etwa bis zur Hälfte mit Erzen gefüllt, hierauf entzündet und erst dann, wenn das Brennmateriale theilweise verbrannt ist, werden die Gase eingeleitet und hierauf der Ofen nach und nach ganz mit Erzen gefüllt. Ein solcher Ofen hat einen Fassungsraum von etwa 80 Ctr. Erz. Das Gichten der Erze erfolgt durch kleine Eisenbahnhunde, ganz aus Eisen hergestellt, welche 8 Ctr. rohes Erz fassen und nahezu die

Länge eines einfachen Ofens haben. Der Inhalt derselben kann durch eine nach unten sich öffnende Thür auf einmal ziemlich gleichförmig über den ganzen Querschnitt des Ofens entleert werden. Die Hunde werden auf einen Gestellhund, der auf der Bahn H lauft, von der Vorrathshalde unmittelbar bis vor die Blechthüre der Oefen geführt und sodann auf der Bahn k über die Gicht des Ofens gebracht, weshalb die beiden Bahnen H und k in ihrem Niveau um die Höhe des Gestellhundes verschieden gelegt sind.

Gegichtet wird so oft, als durch das Ausziehen hinreichend Platz im Ofen geworden, um den Inhalt eines Hundes aufnehmen zu können. Mit dem Ziehen der Erze kann begonnen werden, sobald die vor den Gasschlitzen oder auf dem Roste liegenden Erze vollkommen abgeröstet sind, und wird dasselbe so lange fortgesetzt, als vollkommen geröstete Erze zum Vorschein kommen. Sollte die Röstung eine ungleichförmige oder unvollständige sein, so sind die Mittel zur Regulirung der Temperatur durch die Gasschuber gegeben, und kann der Zug sehr leicht durch vorzüglich an den Wänden gegichtetes Erzklein ebenfalls vermindert werden, wenn dies erforderlich werden sollte.

Um die Leistungsfähigkeit dieser Oefen, das Aufbringen, beurtheilen zu können, mögen folgende Daten dienen: In Vordernberg beim Radwerk Nr. 7 (Ritter v. Friedau'scher Hohofen) stehen an der Gicht des Hohofens zwei Gruppen von je 7 solcher Oefen. Diese 14 Oefen reichen vollkommen hin, um den Hohofen selbst bei dem forcirtesten Betriebe nicht blos hinreichend mit gerösteten Erzen zu versehen, sondern noch etwas Vorrath zu erzeugen; sie liefern in 24 Stunden 1000 bis 1200 Ctr. geröstete Erze, oder per Ofen 70—85 Ctr., oder wenn wir auf das Aufbringen von ungerösteten Erzen rechnen, so entfallen per Ofen und 24 Stunden bei einem Röstcalo von 25 Procenten 90 bis 115 Ctr. ungeröstete Erze, eine Produktionsfähigkeit, wie sie bei den so kleinen Dimensionen eines Ofens nicht leicht anderswo gefunden werden kann. Auch die Resultate der bei dem fürstlich Schwarzenberg'schen Hohofen verwendeten Oefen sind nahe gleichlautend. In einem einfachen Ofen werden im Durchschnitte in 24 Stunden 14 Hunde roher Erze zu 8 Ctr., also 110 Ctr. aufgegichtet, somit 80—85 Ctr. geröstetes Erz erzeugt, wobei bemerkt werden muß, daß beinahe ein Drittel Kleinerze beigemengt sind. Bei klaren Stuferzen könnte die Erzeugung auf das Anderthalbfache gebracht werden.

nere des Ofens A leiten. Wie aus der Detailzeichnung in Fig. 4 zu ersehen, werden dieselben durch eigens geformte Ziegel z gebildet, welche nach der Ofen- wie nach der Kanalseite zu eine so bedeutende Abschrägung erhalten, daß weder ein Verlegen durch die vorbeigleitenden Erze, noch durch den mitgerissenen Staub möglich wird. Die Gasschlitze a sind 3 Zoll lang und haben eine Höhe von zwei Linien oder etwas weniges darüber, jedoch selten bis drei Linien, was bei 7 Oeffnungen an einer langen Wand, per Ofen 7 Quadratzoll, somit für 7 Oefen nur 49 Quadratzoll ausmacht, wenn man die kleinere Höhendimension von 2 Linien annimmt. Bei Annahme der größten Dimension von 3 Linien beträgt der Querschnitt bei 70 Quadratzoll, ist somit auf jeden Fall nahe um die Hälfte oder noch kleiner als der Querschnitt des Hauptzuleitungskanales f. Dies ist auch der Grund, warum in den verhältnißmäßig kleinen Schlitzen a, obwohl dieselben horizontal liegen, kein Verlegen durch den noch in hinreichender Menge mitgerissenen Staub stattfindet.

Die Anordnung dieser Röstöfen ist aber nicht immer dieselbe, indem sie nach Lokalverhältnissen ebenso gut in einer Reihe angeordnet sein können, oder es sind dieselben, wie dies bei dem R. v. Friedau'schen Radwerke der Fall ist, unmittelbar auf dem Rauhmauerwerke des Hohofens in zwei Reihen neben der Gicht aufgestellt. Abgesehen von Lokalverhältnissen, ist die Anordnung von zwei in einem gemeinschaftlichen Rauhmauerwerke neben einander stehenden Ofenreihen die vortheilhafteste, weil sie am wenigsten Platz einnimmt, am wenigsten Mauerwerk, wenig Bedachung benöthigt, und außerdem noch eine sehr geringe Oberfläche zur Ausstrahlung von Wärme darbietet.

Was den Betrieb dieser Oefen anbelangt, so werden dieselben, wenn sie erst in Betrieb gesetzt werden sollen, nachdem sie hinreichend ausgetrocknet und angewärmt sind, mit einer Lage leicht entzündlichen Brennmateriales und dann etwa bis zur Hälfte mit Erzen gefüllt, hierauf entzündet und erst dann, wenn das Brennmateriale theilweise verbrannt ist, werden die Gase eingeleitet und hierauf der Ofen nach und nach ganz mit Erzen gefüllt. Ein solcher Ofen hat einen Fassungsraum von etwa 80 Ctr. Erz. Das Gichten der Erze erfolgt durch kleine Eisenbahnhunde, ganz aus Eisen hergestellt, welche 8 Ctr. rohes Erz fassen und nahezu die

Länge eines einfachen Ofens haben. Der Inhalt derselben kann durch eine nach unten sich öffnende Thür auf einmal ziemlich gleichförmig über den ganzen Querschnitt des Ofens entleert werden. Die Hunde werden auf einen Gestellhund, der auf der Bahn H lauft, von der Vorrathshalde unmittelbar bis vor die Blechthüre der Oefen geführt und sodann auf der Bahn k über die Gicht des Ofens gebracht, weshalb die beiden Bahnen H und k in ihrem Niveau um die Höhe des Gestellhundes verschieden gelegt sind.

Gegichtet wird so oft, als durch das Ausziehen hinreichend Platz im Ofen geworden, um den Inhalt eines Hundes aufnehmen zu können. Mit dem Ziehen der Erze kann begonnen werden, sobald die vor den Gasschlitzen oder auf dem Roste liegenden Erze vollkommen abgeröstet sind, und wird dasselbe so lange fortgesetzt, als vollkommen geröstete Erze zum Vorschein kommen. Sollte die Röstung eine ungleichförmige oder unvollständige sein, so sind die Mittel zur Regulirung der Temperatur durch die Gasschuber gegeben, und kann der Zug sehr leicht durch vorzüglich an den Wänden gegichtetes Erzklein ebenfalls vermindert werden, wenn dies erforderlich werden sollte.

Um die Leistungsfähigkeit dieser Oefen, das Aufbringen, beurtheilen zu können, mögen folgende Daten dienen: In Vordernberg beim Radwerk Nr. 7 (Ritter v. Friedau'scher Hohofen) stehen an der Gicht des Hohofens zwei Gruppen von je 7 solcher Oefen. Diese 14 Oefen reichen vollkommen hin, um den Hohofen selbst bei dem forcirtesten Betriebe nicht blos hinreichend mit gerösteten Erzen zu versehen, sondern noch etwas Vorrath zu erzeugen; sie liefern in 24 Stunden 1000 bis 1200 Ctr. geröstete Erze, oder per Ofen 70—85 Ctr., oder wenn wir auf das Aufbringen von ungerösteten Erzen rechnen, so entfallen per Ofen und 24 Stunden bei einem Röstcalo von 25 Procenten 90 bis 115 Ctr. ungeröstete Erze, eine Produktionsfähigkeit, wie sie bei den so kleinen Dimensionen eines Ofens nicht leicht anderswo gefunden werden kann. Auch die Resultate der bei dem fürstlich Schwarzenberg'schen Hohofen verwendeten Oefen sind nahe gleichlautend. In einem einfachen Ofen werden im Durchschnitte in 24 Stunden 14 Hunde roher Erze zu 8 Ctr., also 110 Ctr. aufgegichtet, somit 80—85 Ctr. geröstetes Erz erzeugt, wobei bemerkt werden muß, daß beinahe ein Drittel Kleinerze beigemengt sind. Bei klaren Stuferzen könnte die Erzeugung auf das Anderthalbfache gebracht werden.

Was die Anlage solcher Oefen anbelangt, so ist nicht zu läugnen, daß dieselben für ihre Leistungsfähigkeit einen sehr kleinen Raum beanspruchen. Die oben beschriebenen 14 Oefen nehmen einschließlich Rauhmauerwerk nur einen Raum von 420 Quadratfuß oder per Ofen von nur 30 Quadratfuß ein, ein Raum, welcher leicht in der Nähe eines Hohofens oder unmittelbar auf dem Ofenstocke geschaffen werden kann, besonders da der erforderliche Raum für das Ausziehen der Erze leicht durch Anbringung von Gallerien außerhalb des Ofenstockes herzustellen ist. Zweckmäßig ist es, die Oefen der allzulangen Gasleitungen halber nicht zu weit von dem Hohofen entfernt zu bauen. Allerdings wird dies in dem Falle, wenn die Erze nach dem Rösten einer Abwitterung oder Abwässerung unterworfen werden müssen, bevor sie zur Verschmelzung gelangen, manchmal nothwendig werden, um in der Nähe der Gicht des Hohofens den Raum nicht zu sehr zu beengen.

Wenn man auf die etwa vorkommenden zu sehr von Localverhältnissen abhängenden Adaptirungsbauten, die bei schon vorhandenen Hohöfen für die Anbringung solcher Röstöfen nothwendig werden, so wie auf die Zuleitung der Gase keine Rücksicht nimmt, so stellten sich die Anlagekosten bei dem fürstlich Schwarzenberg'schen Hohofen, bei dem Baue einer Gruppe von 5 Doppelöfen gleich 10 einfachen Oefen wie folgt:

36000 Stück Ziegel p/m 15 fl.	fl. 540.00
8300 „ Röstofenverkleidungsziegel à 35 fl.	„ 290.50
Feuerfeste Ziegel für die Feuerungskanäle	„ 128.19
380 Metzen Kalk	„ 114.00
1600 Kubikfuß Sand	„ 24.00
Arbeitslöhne	„ 900.00
Bedachung des Röstofenstockes	„ 318.00
66 Ctr. Schließen, Rostbalken und Roststangen à 7 fl.	„ 462.00
Schmied- und Schlosserarbeiten sammt Materiale	„ 427.00
An Gußwaaren 35 Stück Putzthürl und Kamindeckel	„ 128.00
10 „ Tischplatten	„ 81.00
5 „ Gichtthürrahmen	„ 40.25
10 „ Ausziehgossen	„ 162.75
5 „ Gichtkrönungsplatten	„ 107.70
Diverse kleinere Armirungsstücke	„ 175.29
Zusammen	fl. 3898.68

oder in runder Summe 4000 fl., wozu noch für Gasleitung etwa 800 fl. zuzuschlagen sind. Da nun bei durchschnittlich nur 10 Monaten Betriebszeit, da dieselben wegen Reparaturen und Ofenzustellungen doch zeitweise außer Betrieb gesetzt werden müssen, die Produktionsfähigkeit per einfachen Ofen 10 × 30 × 80 = 24000 Ctr. beträgt, die Anlagskosten aber per Ofen nur 480 [1]) Gulden ausmachen, so entfallen bei einer Verzinsung des Kapitals zu 10 Percent und einer 10jährigen Amortisation per Centner geröstetes Erz nicht ganz 0.4 Kreuzer.

Was die bei der Röstung nothwendigen Arbeitskräfte und die dadurch erwachsenden Arbeitslöhne anbelangt, so versehen in Vordernberg beim Radwerk Nr. XII zwei Arbeiter 4 Doppelöfen während 24 Stunden, wobei sie die Erze auf eine Entfernung von 15 Klaftern zuzuliefern, das Aufgichten und Ausziehen der Erze zu besorgen haben, und erhalten dafür per Schicht 1 Gulden ö. W. Das Zerschlagen der gerösteten Erze auf den Arbeitstischen und den Ausziehgossen, so wie das Einfüllen in die Hohofengichthunde haben die Gichter zu besorgen und erhalten dafür per Monat 2 Gulden. Daraus berechnet sich der Arbeitslohn per Centuer geröstetes Erz mit 0·32 Kreuzer. Der Materialaufwand an Abnützung der Roststangen u. s. w. Reparaturen mit inbegriffen beträgt per Centner geröstetes Erz 0·08 Kreuzer. Da ferner das Brennmateriale gar nicht in Anschlag zu bringen ist, so stellen sich die eigentlichen Röstkosten wie folgt:

Arbeitslöhne	0·32	Kreuzer
Materialabnützung . . .	0·08	"
Zinsen und Amortisation .	0·40	"
zusammen	0·8	Kreuzer ö. W.

für den Centner gerösteter Erze; ein Betrag, der nicht leicht bei einer anderen Röstvorrichtung niederer getroffen wird.

Unerwähnt kann ich nicht lassen, daß man manchmal den Ausspruch hört, diese Oefen wären nur für die Vordernberger Erze

---

[1]) Zu erwähnen wäre noch, daß in diese Summe auch die dem Patentträger Herrn Fillafer zu entrichtende Patenttaxe einzubeziehen wäre, welche derselbe meist nach der Größe der Production des Hohofens berechnet, di. aber jedenfalls so gering ist, daß die Gesammt-Röstauslagen dadurch keine wesentliche Erhöhung erleiden.

vollkommen brauchbar, weil sie ohnedies so leicht zu verrösten sind, aber für Erze, welche eine größere Hitze und eine längere Röstdauer brauchen, seien dieselben nicht anwendbar, was entschieden unrichtig ist, indem die Menge der zuströmenden Gase und somit auch die Temperatur im Röstofen vollkommen regulirt werden kann und im äußersten Falle die Gaskanäle und vorzüglich die Gasschlitze a etwas zu erweitern wären. Die Röstdauer kann ebenfalls ganz nach Bedürfniß verlängert werden, und es wird dadurch nur die Produktionsfähigkeit der Oefen etwas beeinträchtigt.

Einen ferneren Vortheil gewähren aber diese Oefen noch dadurch, daß sie vollkommen gut zum Kalkbrennen verwendet werden können, und daher das Problem, gebrannten statt rohen Kalkstein als Zuschlag zu verwenden, dessen Durchführung meist auf praktische Hindernisse stieß, nun leichter durchführbar erscheint, indem immer die erforderliche Menge von frisch gebranntem Kalk zur Verfügung stehen kann. Eben so wichtig kann dies werden, wenn behufs Verschmelzung der Frischschlacken die Lang-Frey'sche Methode in Anwendung gebracht werden soll.

Die Gichtgas-Flammröstöfen in Eisenerz vom k. k. Hüttenverwalter Herrn Korbinian Moser. [1])

Wenn es auch an und für sich nichts Neues ist, Erze, vorzüglich Kleinerze in Flammöfen zu rösten und dabei gasförmige Brennmaterialien zu verwenden, so sind doch schon viele Versuche, diese Röstmethode bei der Verröstung von Eisenerzen anzuwenden, wenn auch vielleicht nicht resultatlos, doch immer von so untergeordneter Bedeutung geblieben, daß dieselbe in größerem Maßstabe bei continuirlichem Betriebe wohl kaum in Anwendung stand. Jeder Hüttenmann kennt die Unannehmlichkeiten nur zu gut, die durch Verarbeitung von nassen Erzen von kleinem Aggregatzustande hervorgerufen werden, denn abgesehen davon, daß man es mit unvorbereiteten, ungerösteten Erzen zu thun hat, so hat man noch sehr bedeutende Mengen von Wasser im Hohofen zu verdampfen; das

---

[1]) Für die Bereitwilligkeit, mit welcher mir Hüttenverwalter Moser die Zeichnung des Ofens so wie viele Daten überließ, erlaube ich mir meinen herzlichsten Dank auszusprechen. F. K.

niedergehende nasse Erzklein bildet Klumpen, welche äußerlich erst nach und nach trocknen, während sie im Innern noch naß bleiben und erst beim Niedergehen im Hohofen in größerer Tiefe, wenn sie vollkommen ausgetrocknet sind, zerfallen, wodurch dann ungleichförmig vorbereitete Erze vor die Form gelangen, und dadurch einen unregelmäßigen Ofengang veranlassen. Außerdem zeigt sich noch sehr häufig der Nachtheil, daß durch die große Menge von Wasserdämpfen, welche sich dann in den blechernen Gasleitungsröhren condensiren, der darin vorhandene Staub feucht wird, daher viel schwerer aus denselben zu entfernen, die Gasleitungsröhren selbst aber theils durch die Feuchtigkeit, theils durch die mit den Wasserdämpfen condensirten Säuren sehr rasch verderben. Wie schwierig es aber ist, Erzklein in Schachtöfen zu rösten oder auch nur vollständig zu trocknen, weiß Jeder, der derartige Erze zu verarbeiten gezwungen war, weshalb die Einführung von solchen Flammröstöfen, bei welchen die Röstung von Erzklein ungehindert stattfinden kann, ein sehr willkommener Fortschritt genannt zu werden verdient.

An Flammröstöfen, welche zur Röstung von Eisenerzen bestimmt sind, werden aber wesentlich andere Anforderungen gestellt, als an solche, welche Schwefelverbindungen zu verarbeiten haben. Der bei weitem höhere Geldwerth der letzteren gestattet eine viel sorgfältigere Arbeit, ein fortwährendes mechanisches Durcharbeiten, Durchrühren, um jedes einzelne Theilchen theils mit der Luft, theils mit anderen Erztheilchen in Berührung zu bringen und somit chemische Verwandtschaften, die zur möglichst vollständigen Zerlegung der Schwefelmetalle erforderlich sind, rege zu machen. Es ist nicht zu leugnen, daß es von großem Vortheil wäre, auch bei der Verröstung von Eisenerzen ein Durchrühren, ein Erneuern der Oberfläche zu bewerkstelligen, aber bei der großen Menge von Erzen, die verröstet werden sollen, würden die Kosten des Durchrührens einen solchen Einfluß auf die dafür zu verwendenden Arbeitslöhne ausüben, daß sich eine solche Verröstung schon vom pekuniären Standpunkte aus als nicht brauchbar erweisen würde.

Aus dem hier im Kurzen Angeführten mag nur erhellen, daß der Anwendbarkeit einer Flammofenröstung bis nun vorzüglich der Kostenpunkt bezüglich der Arbeitslöhne entgegenstand, denn über das für diese Röstung tauglichste Brennmateriale konnte kein Zwei-

fel herrschen, da man ja ebenfalls die Hohofengase zur Feuerung der Flamm= wie Schachtöfen verwenden konnte.

Der k. k. Hüttenverwalter Herr K. Moser hat nun diesem Uibelstande, dem bei der Flammofenröstung entstehenden zu großen Arbeitsaufwand, unter Benützung der zu Gebote stehenden günstigen Localverhältnisse, dadurch abzuhelfen gesucht, daß er der Sohle des Ofens eine solche Neigung gab, daß die Erze einmal in den Ofen gebracht ohne besonderen Arbeitsaufwand ihre Stellung fortwährend verändernd, sich gegen die Arbeitsöffnung fortbewegen.

Auf Tafel IV Fig. 6 ist der Grundriß zweier in dem großen Gichtmantel des Kaiser Franz Hohofens in Eisenerz erbauten Flammröstöfen, sowie in Fig. 5 der Durchschnitt durch den älteren derselben, in Fig. 7 aber der Durchschnitt durch den erst später erbauten Ofen zu ersehen. Der erste dieser Oefen Fig. 5 wurde in der Intention gebaut, die auf dem Erzberge in großer Menge abfallenden Kleinerze, welche sich der Röstung gänzlich entziehen, wenigstens so weit zu trocknen, daß sie den bedeutenden Gehalt an hygroskopischem Wasser möglichst verlieren, um dieselben so für den Hohofenproceß besser tauglich zu machen. Zur Erläuterung dieser localen Verhältnisse soll nur noch angeführt werden, daß bei der Sortirung der Erze etwa ein Drittel der ganzen Fördermenge in Form von Kleinerzen abfällt und daß dieselben nach einer großen Reihe von Versuchen einen durchschnittlichen Nässegehalt von 16 Percenten hatten, welcher aber selbst durch langes Liegenlassen und Austrocknen an der Luft höchstens bis auf 6 Percent herabgebracht werden kann. Unter diesen Verhältnissen wollten weder die Hohöfner in Hieflau noch in Eisenerz daran, diese Erze zu verschmelzen, bis endlich der direkte Auftrag zur Verarbeitung dieser Erze, zur Erbauung des einen Ofens Veranlassung gab; bald jedoch zeigte sich, daß nicht bloß eine Trocknung, sondern eine ziemlich vollständige Röstung der Erze erreichbar sei, sobald ein zweiter derartiger Ofen angebracht würde, was auch allsogleich zur Ausführung kam.

Wie aus Fig. 6 ersichtbar, sind die beiden Oefen unmittelbar in den Gichtmantel des Hohofens an zwei gegenüber liegenden Seiten neben der Gicht des Hohofens angebracht, und unterscheiden sich der Hauptsache nach nur dadurch, daß die Auszichöffnung des älteren Ofens Fig. 5 unter das Gewölbe desselben nach a, somit innerhalb des Gichtmantels gelegt ist, während bei dem neueren

Ofen Fig. 7 die Ausziehöffnung b außerhalb des Gichtmantels auf der um den Ofen führenden Gallerie c mündet, wodurch der Vortheil einer längeren nutzbaren Ofensohle erreicht wird.

Von besonderer Wichtigkeit ist es, daß die Erze über die ganze Fläche der Ofensohle gleichförmig vertheilt von selbst niedergehen, wie das Ausziehen der gerösteten Erze erfolgt, daß ferner die Dicke der Erzschicht keine zu große ist, die Erze hinreichend lange im Ofen bleiben und die Temperatur eine entsprechend hohe ist.

Wie aus der Zeichnung ersichtlich, ist die Neigung der Ofensohle keine gleichförmige, sondern in den obern Theilen bedeutend steiler als in der Nähe der Ausziehöffnungen, weil die Erze naß in den Ofen kommen, zur Klumpenbildung eine große Neigung zeigen, somit einen größeren natürlichen Böschungswinkel besitzen als dann, wenn sie schon gut getrocknet auseinander fallen und somit einen gleichförmigen, aber kleinen Aggregatzustand angenommen haben. Nach dem lokalen Aggregatzustande der Erze wird nun dieser Neigungswinkel verschieden sein. Bei einem natürlichen Böschungswinkel der getrockneten Kleinerze von 35 Graden hat die Sohle des Ofens in Eisenerz in den unteren Räumen eine Neigung von 37 Graden, weiter hinauf aber 40 und mehr Grade, wobei die Dicke der Erzschichte nahe 6 Zolle beträgt. Die Gaszuleitung erfolgt durch die Röhren d aus Gußeisen, von welchen jede einen Gasschlitz von 30 Zoll Länge und 2 Zoll Weite, somit eine Oeffnung von 60 Quadratzoll hat. Für die nöthige Verbrennungsluft sind keine besonderen Oeffnungen vorhanden, indem ohnehin bei den Ausziehöffnungen hinreichend Luft zutreten kann. Bei dem älteren Ofen ist noch in e eine Separatfeuerung angebracht, um nöthigenfalls die Temperatur erhöhen zu können, welche Vorsichtsmaßregel sich aber als überflüssig erwies, da man gegenwärtig mit den Gichtgasen zwei Flammöfen betreibt und die Erhitzung des Windes besorgt. Die Gichtung der Erze erfolgt durch die Fülltrichter f, in welche dieselben unmittelbar aus den Erzhunden, welche auf der Bahn g die Erze aus der Vertheilungshalde zuliefern, gestürzt werden. Die Fülltrichter haben bei h Fallthüren, welche behufs der Gichtung geöffnet werden; bei i sind aber in Angeln bewegliche Thüren angebracht, welche durch die durchgleitenden Erze geöffnet werden und sich von selbst schließen, um so ein Durchschlagen von Funken und somit jede Feuersgefahr für die aus Holz

hergestellte Bahnbrücke g zu vermeiden. Dies ist auch der Grund, warum das Gewölbe k des Flammofens zurück geblieben ist, um den abströmenden Gichtgasen leicht den Weg in den Gichtmantel zu gestatten, ungeachtet eine Verlängerung des Gewölbes zur Ausnützung der Temperatur entsprechender wäre. Was die Materialien, welche zur Herstellung des Ofens verwendet sind, anbelangt, so findet man den ganzen Bau aus Ziegeln hergestellt, welche aus einem mittelmäßig feuerfesten Thon erzeugt sind. Die Sohle des Ofens ist aber aus Gußeisenplatten, von denen je drei die ganze Breite des Ofens $4^1/_2$ Fuß ausfüllen und eine Länge von circa 40 Zollen haben. Dieselben sind auf unterlegten Querstangen eingehängt und untereinander gar nicht verbunden, so daß sie sich je nach den Temperaturänderungen leicht ausdehnen und zusammenziehen können. Eine glatte sich gleich bleibende Unterlage ist wichtig, damit die Erze gleichförmig nachgehen können. Zu große Platten zu wählen, ist aber nicht zweckmäßig, weil sich dieselben zu leicht verziehen und springen.

Die Arbeit bei diesen Röstöfen ist eine bei weitem einfachere und leichtere als bei den Schachtröstöfen, weil sich die Gesammtarbeit auf ein einfaches Aufgichten in den Fülltrichter f und eine Füllarbeit an der Ausziehöffnung reducirt.

Sobald in dem Ofen hinreichend Platz geworden ist, so werden hintereinander in jeden Ofen 2 bis 3 Hunde voll Erz jeder zu 10 Ctr. eingestürzt; bevor dies jedoch geschieht, ist es zweckmäßig, die bereits gerösteten Erze etwas zusammen zu ziehen, damit nicht das neu gegichtete Quantum sich mit den bereits gerösteten Erzen menge. Zwei solcher Oefen verrösten bei den angegebenen Dimensionen die Erze, welche der Hohofen bei einer wöchentlichen Production von 1500 bis 1700 Ctr. Roheisen nöthig hat, ziemlich vollständig, so daß nur einzelne sehr wenige kleine Stücke, wenn man dieselben zerschlägt, eine unvollkommene Verröstung zeigen, dabei beträgt die Productionsfähigkeit per Woche und Ofen 2000 bis 2250 Ctr. oder per 24 Stunden und Ofen 280 bis 320 Ctr. Ein Quantum, wie dasselbe selten bei Röstöfen erreicht wird. Die Zeit, welche die Erze in den Röstöfen verbleiben, beträgt etwa drei bis vier Stunden.

Es würde keinem Anstande unterliegen, bei der Anlage neuer Oefen vielleicht noch günstigere Bedingungen für die Verröstung der

Erze zu erzielen, als dies bei diesen beiden Oefen, die eben nur gleichsam als Versuchsöfen erbaut wurden, geschehen ist. — Eine größere Breite des Ofens, ein längeres und dabei etwas niederer gespanntes Gewölbe, wenn die Localverhältnisse es erlauben, auch eine größere Länge des Ofens, wären die Bedingungen, welche eine dünnere Lage der Erze, ein längeres Verweilen derselben im Ofen, eine höhere Temperatur, somit eine vollkommene Röstung der Erze ermöglichen würden.

Was den Raum, den solche Oefen benöthigen, betrifft, so ist derselbe ebenfalls von keinem großen Belange, da er für jeden Ofen beiläufig 150 Quadratfuß beträgt, in anderer Beziehung aber wird die Anlage derselben auf mehr Schwierigkeiten stoßen; das ist die Herstellung des erforderlichen Gefälles, um bei einer entsprechenden Länge des Ofens noch die gehörige Neigung der Sohle zu erhalten. Bei der Neuanlage kann diesem Bedürfnisse meist Rechnung getragen werden, während bei Adaptirungsbauten häufig Aufzüge erforderlich werden dürften. In Eisenerz betrugen die Baukosten ohne Berücksichtigung der Adaptirungsbauten und Verlängerung der Bahn, an

Maurer- und Handlanger-Arbeit	65·69
Maurer-Materiale	406·84
Schmiede-Arbeit und Materiale	371·82
Gußwaaren	163.79
Fuhrlöhnen	50·45
	1058·59

Nehmen wir nun abermals 40 Betriebswochen und nur eine Produktion von 2000 Ctr. per Woche an, so beträgt die Erzeugung 80000 Ctr., so daß bei Annahme von 10 Percent Interessen und 10 Percent Amortisation des Kapitals per Centner geröstetes Erz nur 0·25 Kreuzer entfallen.

Die Reparatur und Abnützung werden gewiß geringer sein (es liegen darüber noch keine Erfahrungen vor) als bei den früher angeführten Oefen, weil die stark in Anspruch genommenen Roststangen wegfallen; wir wollen sie aber dessenungeachtet ebenfalls mit 0·08 Kreuzer annehmen. Um die auf die Röstung entfallenden Arbeitslöhne zu ermitteln, wollen wir die Mannschaft, welche vor Einführung der Röstung und jetzt zur Bedienung des Ofens an der Gicht erforderlich ist, durchgehen. Früher waren beschäftigt bei Tag 1 Mann und 1 Junge, bei Nacht 2 Mann, dieser Bedienung

war noch ein Förderer beigegeben, welcher die Erze aus der Vertheilungshalde 200 Klafter weit zuzufördern hatte. Es bestand daher die Gesammtbedienung per 24 Stunden aus 4 Mann und 1 Jungen. Nun sind statt dessen in der Tag-, so wie Nachtschicht je 2 Mann und 1 Junge, also zusammen 4 Mann und 2 Jungen, welche aber ebenfalls die Förderung der Erze zu besorgen haben; es entfällt daher nur 1 Junge mit 12 Gulden Monatslohn oder bei wenigstens 16000 Ctr. monatlicher Verröstung nicht einmal 0·07 Kreuzer per Centner.

Dem zufolge stellen sich die Röstkosten, da das Brennmateriale ebenfalls nicht zu berücksichtigen ist, wie folgt:

Arbeitslöhne	0·10	Kreuzer
Materialabnützung	0·08	„
Zinsen und Amortisation .	0·25	„
Zusammen	0·43	

oder in runder Summe per Centner geröstetes Erz einen halben Kreuzer.

Um schließlich den Einfluß, welchen die Röstung der Kleinerze auf den Hohofenbetrieb ausübte, so recht übersichtlich darzustellen, sollen hier die Betriebsresultate von Versuchschmelzen angeführt werden, welche im Betriebsjahre 1865 unternommen wurden, wobei jedoch bemerkt werden muß, daß in dieser Zeit erst ein Flammofen in Betrieb stand und deshalb von je drei Gichten nur zwei mit gerösteten und eine mit ungeröstetem Erzklein gesetzt wurden. Zur Ergänzung sollen noch die durchschnittlichen Betriebsresultate, wie dieselben vor Einführung der Schachtröstöfen (vor dem Jahre 1859) bei Verschmelzung ungerösteter Blau- und Braunerze erzielt wurden, beigegeben werden. Da jedoch ein längerer Rechnungsabschluß während des Betriebes beider Flammöfen noch nicht existirt, so sollen aus dem 2. Semester 1866 noch einige 14tägige Betriebsresultate folgen.

Post-Nro.	Gattung der verwendeten Erze	Ausbringen in Perzenten	Kohlenverbrauch sammt Einrieb c′	Wöchentliche Production in Wiener Ztr.	Anmerkung
1.	Roherze vor Einführung der Verröstung	41·1	12·30	1240	Der Kohleneinrieb stellt sich beiläufig auf 1 Kubikfuß pr. Ctr. Erzeugung, so daß die Gicht Kohle um 1 Kubikfuß weniger beträgt.
2.	Gut geröstete Stufferze	50·5	10·6	1770	
3.	Rohe Kleinerze mit 16% Wasser	37·97	12·5	1450	
4.	Kleinerze vorbereitet bei Anwendung von einem Flammofen	41·07	10·9	1700	
	Resultate aus dem 2. Semester 1866 bei Anwendung von 2 Flammöfen.				
5.	26. und 27. Betriebswoche bei Spiegeleisenerzeugung . .	44·75	11·29	1500	
6.	28. „ 29. „ „ Weißeisen „ . .	44·58	10·80	1610	
7.	30. „ 31. „ „ „ „ . .	44·53	10·80	1650	
8.	32. „ 33. „ „ Spiegeleisen „ . .	47·27	11·19	1500	
9.	34. „ 35. „ „ „ „ . .	47·27	11·77	1340	

Wie aus dieser Tabelle ersichtlich, ist gegenwärtig der Brennstoffaufwand bei Erzeugung der gleichen Sorte Roheisen, ob in Schachtöfen geröstete Stuferze oder im Flammofen vorbereitete Kleinerze verarbeitet werden, nahezu gleich. Das Ausbringen ist dabei um mehr als 6 1/2 Percent gestiegen bei Erzeugung von weißem Eisen, bei Erzeugung von Spiegeleisen nahezu um 10 Percent, jedoch theilweise in Folge der angewendeten basischen Beschickung, ist somit im Halte nicht mehr weit entfernt von den gut gerösteten Stuferzen, ein Beweis, daß bei Anwendung von zwei Röstflammöfen die Röstung eine recht vollständige ist.

IX.

Mittheilungen

aus dem

chemisch-metallurgischen Laboratorium der k. k. Bergakademie zu Přibram.

(Fortsetzung vom Bd. XIII. dieses Jahrbuches.)

I. Analyse gerösteter Bleierze von Přibram.

Von Professor Mrázek.

Die untersuchte Erzpartie war eine beiläufige Durchschnittsprobe des gesinterten Garrostes von der kurrenten Röstung in den an Stelle des engl. Röstofens Nr. 1 im Jahre 1866 erbauten 2 schmäleren, ebenfalls einsöhligen, Flammöfen mit Treppenrost und Steinkohlenfeuerung, deren günstige ökonomische Leistungen in der österr. Zeitschr. f. B. u. H. 1866 S. 330 zu ersehen sind.

Die Bleigefälle, von welchen der untersuchte Garrost herrührt, waren im Monate August 1866 eingelöst worden und bestanden vorwaltend aus blei- und silberarmen, dagegen quarz- und zinkblendereichen Quetsch-Graupen und Mehlen. — Das Röstverfahren bei den neuen Oefen ist dasselbe wie bei den alten englischen Oefen: Vorwärmen der Röstpost ohne Krählen in der Fuchsgegend während der vorhergehenden Charge, hierauf 6 Stunden langes Bearbeiten im vordern Herde durch Krählen und häufiges Wenden, endlich 2 Stunden langes stärkeres Feuern bis zur Erlangung einer teigigen Beschaffenheit der ganzen an der Feuerbrücke aufgehäuften Röstpost.

Der untersuchte Garrost, äußerlich von einem krätzartigen, und nicht schlackigen Habitus, zeigt im Bruche die unganze Beschaffenheit unvollständig geschmolzener pulveriger Massen, und in der derbrn und ziemlich festen Grundmasse von schwarzgrauer Farbe und mattem Glanze zahlreiche glitzernde Punkte von Bleiglanz und

Zinkblende, nebst einzelnen weißen Quarzkörnchen. — Seine Analyse ergab:

Kieselsäure	21·43
Thonerde	7·15
Kalkerde	0·78
Talkerde	0·23
Eisenoxydul	4·78
Eisenoxyd [1])	10·31
Manganoxydul	0·35
Zinkoxyd	22·62
Bleioxyd	25·61
Antimonsäure	1·50
Schwefelsäure	Spur
Schwefel	3·85
Silber	0·128
	98·738

Von den mancherlei Betrachtungen, welche sich vom hüttenmännischen Gesichtspunkte aus an diese Resultate der Analyse knüpfen ließen, mögen hier nur einige Bemerkungen in Bezug auf den Schwefelgehalt des untersuchten Bleirostes Platz finden, wegen des wichtigen Einflusses, den der Schwefel bei der Přibramer ord. Bleiarbeit auf die Verschlackung von Silber und Blei ausübt, indem derselbe nach meinen Untersuchungen (dieses Jahrb. XIII. 337 und 364) als der ausschließliche Träger des Silbers und der Hauptträger des Bleies in der Schlacke auftritt.

Die Analyse bestätigte das theoretische Postulat, daß die in den ersten Stadien der Röstung gebildeten schwefelsauren Metalloxyde in der schließlichen Sinterperiode ihre Schwefelsäure verlieren und in Silicate umgewandelt werden, vollkommen, indem mit concentrirter Salzsäure aller Schwefel als Schwefelwasserstoff beseitigt, gelatinöse Kieselsäure abgeschieden und in der Lösung kaum eine Spur von Schwefelsäure nachgewiesen werden konnte. Aller

[1]) Die quantitative Bestimmung beider Oxydationsstufen des Eisens neben Schwefelmetallen wurde nach der vom Verfasser in diesem Jahrb. Bd. XIII S. 369 angegebenen Methode ausgeführt. Das Verhältniß von Fe_2O_3 zu FeO steht sehr nahe dem des Magneteisenerzes; letzteres findet sich noch genauer in dem später angeführten Freiberger vollkommen verschlackten Bleiroste.

Schwefel kömmt demnach in Form von Schwefelmetallen in dem Sinterroste vor. Diese Schwefelmetalle sind unzweifelhaft blos Schwefelzink und Schwefelblei, und (wenigstens größtentheils) noch in ihrem natürlichen Zustande als Zinkblende und Bleiglanz der gesinterten Silicatmasse mechanisch beigemengt.

Wie viel von Bleiglanz und wie viel von Zinkblende roh geblieben ist, ließ sich nicht experimentell bestimmen. Mit einiger Annäherung an die Wahrheit läßt sich dies jedoch aus den Daten der Analyse mit Hilfe des stöchiometrischen Kalkuls auf folgende Art ermitteln. Sämmtliche 3·85 % Schwefel an Blei gebunden, würden 29 % statt ursprünglichen 28 % Bleiglanz geben; demnach müßten 100 % des Bleiglanzes roh verblieben, und daneben fast 100 % der Zinkblende oxydirt worden sein. Da Bleiglanz schon in Dunkelglühhitze, Zinkblende aber erst bei entschiedener Rothglut sich oxydirt, und bei dem Přibramer Röstproceß die anfängliche Staubröstung eine längere Zeit hindurch bei dunkler als bei heller Rothglühhitze ausgeführt wird, so ist gerade umgekehrt auf Seite des Bleiglanzes ein bedeutendes Plus des Entschweflungsgrades in dem Garroste zu erwarten. Den höchsten möglichen Werth würde dieses Plus erreichen, wenn aller Bleiglanz oxydirt wäre somit aller Schwefel des Bleirostes bloß an Zink gebunden wäre. Dann ergäben sich 12 % rohe Zinkblende im Bleiroste, statt anfänglichen 27 %, oder 44 % der ursprünglichen Zinkblende im rohen, und 56 % im oxydirten Zustande. — Der kleinste mögliche Werth für jenes Plus ist offenbar gleich Null, und ein solcher träte ein, wenn nur 70 % des Bleiglanzes, somit von Zinkblende ebenfalls 70 % oxydirt worden wären. So bestimmen sich die Gränzen des Entschweflungsgrades für Bleiglanz mit 100 und 70 %, für Zinkblende mit 56 und 70 %. Darf man beiderseits die Mittelwerthe als die der Wirklichkeit am nächsten kommenden annehmen, so ergibt sich der oxydirte Antheil des Bleiglanzes zu 85 %, der Zinkblende zu 63 %, und der rohgebliebene Antheil des Bleiglanzes zu 15 %, der Zinkblende zu 37 %. In 100 Bleirost gibt dies $\frac{28 \times 15}{100} = 4{\cdot}2\,\%$ rohen Bleiglanz auf $\frac{27 \times 37}{100} = 10\,\%$ rohe Zinkblende, woraus sich als Probe der formellen Rechnungsrichtigkeit wieder die analytisch gefundene totale Schwefelmenge von 3·85 % berechnet. — Was die gesammte Schwefelmenge des Blei-

rostes betrifft, so erscheint sie bis auf jene **minimale** Größe herabgebracht, welche bei so stark blendigen, zugleich aber absolut kiesarmen Bleigefällen, wie es die Příbramer sind, auch auf anderen Hütten nur bei sorgfältigster Behandlung der Röstpost sich erreichen läßt. Einen hinreichenden Beleg hiefür dürfte ein Vergleich des in Rede stehenden Rostes mit dem normalen garen Bleirost der **Freiberger** Hütten bieten.

Wie in Plattners Hüttenkunde Bd. II., S. 95 zu ersehen entschwefelt man daselbst die mit kiesigen Silbererzen gattirten Bleierze in den zweisöhligen Flammöfen nur bis auf $4\frac{1}{2}$ % Schwefel im Garroste. — Eine bessere Entschweflung — im besten Falle — auf 3% (neben gleichzeitiger Ersparniß an Kohle und Arbeitslohn) erzielt man bei Anwendung des Vorwärtsschaufelns, statt des altüblichen Krählens und Wendens der Röstposten, in Verbindung mit schließlicher vollständiger Schmelzung des Garrostes in den seit dem J. 1865 daselbst bestehenden sogenannten **Fortschaufelungsöfen.** [1]) Indeß ergab mir eine zur Zeit meiner Anwesenheit in Freiberg im J. 1865 für die currente Schwefelprobe geschöpfte Partie des flüssigen Bleirostes aus einem solchen Fortschaufelungs-

---

[1]) Die Freiberger Fortschaufelungsöfen sind wie die älteren daselbst befindligen zweisöhligen Flammöfen construirt, jedoch mit einem, je nach der Röstbarkeit der Erze, 2- oder 3-mal längeren Herde, auf welchem eine 3- oder 4mal größere Anzahl Röstposten (à 10 Ctr.) gleichzeitig bei continuirlicher stärkster Feuerung derart behandelt werden, daß während der Zeit, welche die nächst der Feuerbrücke aufgehäufte garste Post zu ihrer Verflüssignng braucht, und welche zu Freiberg $1\frac{1}{2}$ Stunden beträgt, alle übrigen mit der Ueberhitze des Schmelzherdes geheizten (5 oder 7) Posten, welche noch die ursprüngliche Mehlform besitzen, mittelst schmaler Wendschaufeln um je eine Postenlänge kleinweise vorwärts gebracht und zugleich umgestürzt werden, wozu bei 7 fortzuschaufelnden Posten 4, bei 5 Posten 3 Arbeiter genügen und nur die Hälfte der ganzen Schmelzzeit benöthigen. Von der ganzen $7\frac{1}{2}$ oder $10\frac{1}{2}$ Stunden betragenden Zeit, während welcher jede Post vor ihrem Eintritt in den Schmelzraum im Ofen verweilt, entfällt demnach die Hälfte auf Ruhepausen und die andere Hälfte auf die 4- resp. 6malige Fortschaufelung der Post. Auf dem Schmelzherde wird die Post alle Viertelstunden gewendet und umgelegt, wozu jedesmal nicht mehr als 3 Minuten Zeit erfordert werden.

Das Princip der Fortschaufelung und Rostverschlackung dürfte sich besonders für solche Bleigefälle eignen, die mehr Kies als Blende enthalten, darum sich leicht rösten und im Schmelzherde dem zuerst entstehenden

ofen 3.62%, also nur um 0·23% weniger Schwefel als der in Rede stehende Přibramer bloß gesinterte Bleirost.

Zur bessern Würdigung dieses Vergleichsergebnisses mögen hier noch die approximativen Bestimmungen auch der übrigen Bestandtheile des einer eisenoxydulreichen Schlacke ganz gleich aussehenden Freiberger Bleirostes folgen:

Kieselsäure	17·4
Thonerde	1·8
Kalkerde	2·0
Talkerde	0.5
Eisenoxydul (fast genau $Fe_3 O_4$)	33.3
Manganoxydul . . .	Spur
Zinkoxyd	16·0
Bleioxyd	22·0
Kupferoxyd	0·3
Antimonsäure. . . .	Spur
Arsensäure	1·1
Schwefelsäure . . .	Spur
Schwefel (an Metallradikale gebunden) .	3·62
Silber	0·13
	98·15

Beim Vergleich der Zusammensetzung der beiden Bleiroste ersieht man, daß die Freiberger (für die Bleiarbeit aus eigentlichen Bleigefällen und kiesigen Silbererzen bereitete) Erzmischung bei annäherungsweise gleichem Bleiglanzgehalte bedeutend mehr Eisenkies, und in demselben Maße weniger Quarz und Zinkblende enthalte, als die Přibramer ordinären Bleigefälle. Hierbei darf nicht übersehen werden, daß das Eisenoxydoxydul des Přibramer Rostes größtentheils vom Eisenspath und nicht vom Eisenkies herrührt (S. Analysen d. Přibr. Erze in dies. Jahrb. XIII. S. 25—28), was bei dem Freiberger Rost nicht der Fall ist.

---

sauren Bleioxydsilikat statt der strengflüssigen Zinkoxyd- die leichtflüssige Eisenoxydul-Base darbieten.

In keinem Falle aber wäre auf gute Vorrichtungen zur Condensation des unzweifelhaft vermehrten Röstrauches zu vergessen, wie denn für diesen Punkt zu Freiberg auch faktisch aufs Beste gesorgt ist.

In Folge des weit größeren Kiesgehaltes der Freiberger Erze tritt bei deren Röstung eine weit größere Menge freier Schwefelsäure auf, welche die Oxydation und Sulfatisation des Bleiglanzes und der Zinkblende noch vor Eintritt der Post in die Sinterhitze fast vollständig erreichen läßt. Wenigstens ist dadurch das für die Sinterperiode erforderliche Vorwalten der schwefelsauren Metalloxyde über rohe Schwefelmetalle gesichert. Der allfällige Ueberschuß an schwefelsauren Metalloxyden ist aber unschädlich, weil genug Kieselsäure vorhanden ist, um denselben unter Austreibung der Schwefelsäure zu zersetzen, wie denn auch die Analyse im Freiberger so gut wie im Přibramer Bleiroste bloß Spuren von Schwefelsäure nachwies.

So ist denn auf Seite des Freiberger Rostes die natürliche Beschaffenheit der Erze selbst der Entschwefelung günstiger gewesen, als auf Seite des Přibramer Rostes. —

Der nach Alledem verhältnißmäßig ausgezeichnet geringe Schwefelgehalt des in dem neuen Přibramer Ofen erzeugten Bleirostes scheint nun freilich in den älteren, ein- und zweisöhligen, Oefen nicht erreicht worden zu sein. Durch folgende Rechnung läßt sich dies erhärten. Von 100 Erz fallen bei der ord. Bleiarbeit beiläufig 150 Schlacke ab. Der Schwefelgehalt der älteren Bleischlacke beträgt nach meiner Bestimmung (dies. Jahrb. Bd. XIII. S. 328) 2·71%, was von 100 Erz . . . . . . 4·07
Schwefel in der Schlacke gibt. Außer Schlacke fallen noch 3% Bleistein ab, dessen Schwefelgehalt nach Kláček's und Balling's Bestimmungen rund 22% beträgt, was von 100 Erz . . . . 0·66
Schwefel im Bleistein gibt. Die ganze von 100 Bleirost der älteren Oefen in die 2 Schmelzprodukte übergegangene Schwefelmenge beträgt . . . . 4·73%
übersteigt sonach die in dem Bleirost des neuen Ofens gefundenen . . . . 3·85%
nicht unbedeutend.

Würde die Röstung durchwegs so vollkommen erfolgen, wie bei dem untersuchten Garroste, so würde sich aus den in meinem „Beitrag zur Theorie der Přibramer ordinären Bleiarbeit“ l. c. entwickelten Gründen wie der Lechabfall, so auch, was wichtiger ist, der Schwefelgehalt der Bleilacke vermindern; und zwar würde der

letztere, bei etwa auf $2^1/_2$ % vermindertem Lechabfall, höchstens 2·2% statt bisherigen 2·71% erreichen, was eine Verminderung des Silbergehaltes der Schlacke bis auf höchstens 0·009% und des Bleigehaltes bis auf höchstens 2% zur Folge haben müßte. — Die von dem Schwefel wirklich verzehrte Menge Eisen würde (nach der im oben erwähnten Aufsatz ersichtlichen Zusammensetzung des in der Schlacke gelösten, dann des als Lech sich abscheidenden, Gemenges von Schwefelmetallen) mit 5·1% für die Schlacke und 1·6% für das Lech, zusammen mit 6·7% des Erzgewichtes sich berechnen, was bei Annahme von 92% Eisenradikal in dem als Eisenzuschlag angewandten Roheisen 7·2% Roheisen entspricht.

II. Analyse von Přibramer Hartbleisorten. Von Professor Mrázek.

1) Im Bruche deutlich körnig und glänzend, v. J. 1862.
2) Minder deutlich körnig, doch glänzend, v. J. 1864.
3—7) Feinkörnig und matt, an Stahl erinnernd, v. J. 1864.

	1	2	3	4	5	6	7
Antimon in Prozenten:	24·72,	11·70;	22·33,	20,	16,	13·87,	12·46

Von sonstigen das Blei begleitenden Stoffen waren Arsen, Nickel, Kupfer und Silber, jedoch nur in Spuren zu finden. — Die verschiedenen Hartblei-Nummern rührten zum Theil von verschiedenen Schmelzkampagnen, zum Theil von verschiedenen Modifikationen des Betriebsverfahrens her. Die Nummern 2 und 7 zeigen, daß bei einem und demselben Antimongehalt (12%) der Bruch verschieden beschaffen sein könne. Die Nummern 3—7 lassen schließen, daß Schwankungen des Antimongehaltes zwischen 12 und 22% die Bruchbeschaffenheit keineswegs merklich beeinflussen. — Uebrigens muß bemerkt werden, daß seit dem J. 1866 zu Přibram nur antimonreiches Hartblei, mit 28—30% Antimon, erzeugt wird, worüber Näheres in der österr. Zeitschr. f. B. u. H. 1866 S. 330 zu ersehen ist.

III. Ueber ein abnormes Hartblei von Přibram. Vom k. k. Assistenten C. Balling.

Auf der Přibramer Hütte erhält man zuweilen — bei Anwendung eines geringeren Eisenzuschlages — ein Hartblei, welches die Eigenthümlichkeit besitzt, daß es aus dem flüssigen in einen brei-

artigen Zustand übergeht, bevor es erstarrt. Ein solches wurde untersucht und darin nur 4·437% Antimon, dagegen 3·431% Schwefel gefunden, welcher Schwefelgehalt einem hohen Gehalt dieses Hartbleies an Unterschwefelblei entspricht und darum das Mußigwerden desselben vor dem Erstarrren sattsam erklärt. — Im Aeußern unterscheidet sich ein solches Hartblei von dem normalen durch ein gröberes Korn und matteren Glanz im Bruche.

IV. Zur Hartblei-Analyse. Von Professor Mrázek.

Um in allen Fällen sicher zu sein, daß bei Ausziehung des Antimons aus dem bei der Auflösung des Hartbleies in Salpetersäure erhaltenen Rückstande, mit der Lösung eines Schwefelalkalimetalls nicht ein Theil des Antimons ungelöst zurück bleibt, in Folge dessen die Bestimmung des Antimongehaltes zu niedrig ausfallen würde, digerire man den in ein Becherglas gebrachten Rückstand vorher mit etwas Kalilauge, welche alsbald den ganzen Rückstand klar löst. Aus dieser kalischen Lösung wird bei Zusatz des Schwefelalkalimetalls bloß Schwefelblei gefällt, während alles Antimon als Sulfosalz in Lösung bleibt.

V. Analyse eines gelben Brauneisensteins von dem der Rossitzer Eisenhüttengewerkschaft gehörigen Eisensteinbergbau zu Groß-Bittesch in Mähren. Vom k. k. Assist. C. Balling.

Eisenoxyd . .	45·75
Eisenoxydul . .	1·50
Manganoxydul .	4·51
Kalkerde . . .	Spur
Bittererde . .	0·42
Thonerde . .	6·36
Kieselsäure . .	27·80
Schwefelsäure .	1·11
Phosphorsäure .	0·22
Hydratwasser .	10·40
	98·07

VI. Zur Kieselsäurebestimmung bei technisch-chemischen Untersuchungen. Von Prof. Mrázek.

Um den bereits halbtrockenen Abdampfrückstand, der die abzuscheidende Kieselsäure enthält, vollends trocken zu machen, bedarf

es bei Anwendung des Wasserbades meist eines bedeutenden Zeitaufwandes. Jene völlige Trockne ist aber selbst bei bloß technischen Untersuchungen unumgänglich nothwendig, insoferne ohne dieselbe die nachfolgende Filtration der Kieselsäure bis zur Unpraktikabilität aufgehalten werden würde.

Wendet man zur Beschleunigung des Trocknens ein heißeres Bad, wie Luft- oder Sandbad, an, so läuft man Gefahr, eine durch Antheile der vorhandenen Basen, namentlich der schwächeren, wie Eisenoxyd und Thonerde, stark verunreinigte Kieselsäure zu erhalten, deren nöthige Reinigung einen Zeit- und Müheaufwand verursachen kann, der die beim Trocknen erzielte Zeitersparniß reichlich aufwiegt. Sorgt man jedoch durch einige Achtsamkeit auf die Heizung des Bades dafür, daß die Temperatur desselben den Siedepunkt des Wassers nicht hoch übersteigt, so läßt sich die genannte Gefahr meinen Versuchen zufolge durch einen vorhergehenden reichlichen Zusatz von Salmiak zu der in der Abdampfung bereits weit vorgeschrittenen Flüssigkeit jedesmal beseitigen. Selbstverständlich darf in dem Stadium des Spritzens keine höhere Temperatur als die des Wasserbades stattfinden. Als nicht zu überschreitende Grenze der Trockentemperatur kann der Schmelzpunkt des Schwefels gelten. Man thut daher gut, in unmittelbarer Nachbarschaft des Trockenbades einen mit gestoßenem Schwefel angefüllten Porzellantiegel anzubringen, dessen Inhalt nicht zum Schmelzen kommen darf. Wäre dieses durch ein Versehen geschehen, so müßte der Rückstand beim Aufnehmen mit Säure etwas länger als gewöhnlich und in mäßiger Digerirwärme stehen gelassen werden, um dennoch die Kieselsäure rein zu erhalten. Ohne ein solches Versehen erlangt man immer rascher als bei der gewöhnlichen Anwendung des Wasserbades eine leicht filtrirbare und nach dem Glühen schneeweiße Kieselsäure. Für den weitern Gang der Analyse aber ist ein Zusatz von Salmiak in den meisten Fällen nicht nur unschädlich, sondern sogar nothwendig.

Selbst wenn man auf die Benützung eines heißeren Bades verzichtet und im Wasserbade das Trocknen bewirkt, empfiehlt sich der Zusatz von Salmiak, weil ohne einen solchen, wie bekannt, selbst im Wasserbade eine partielle Umwandlung feuchter Chloride in Oxyde und freien Chlorwasserstoff stattfindet, was eben durch die Gegen-

wart einer hinreichenden Menge von Chlorammonium fast gänzlich verhindert wird.

Bei Analysen bleihaltiger Erze und Schlacken nimmt auch das Aussüßen der Kieselsäure bis zur vollständigen Entfernung des derselben beigemengten Chlorbleis oder schwefelsauren Bleioxyds viel Zeit in Anspruch. Heißes Wasser löst das Chlorblei nur allmälig, das schwefelsaure Bleioxyd fast gar nicht. Letzteres gilt auch von verdünnter Salzsäure in Bezug auf beide Bleisalze; concentrirte Salzsäure wirkt freilich ungleich energischer auf beide Salze, aber zugleich auch auf die Substanz des Filters, welches dabei leicht reißt.

Wie concentrirte Salzsäure wirkt Aetzkali oder Aetznatron, welche außerdem die Kieselsäure zum Theil auflösen. Am raschesten löst beide Bleisalze nach meiner Erfahrung eine concentrirte Lösung von Jodkalium, ohne auf das Filter und die Kieselsäure schädlich zu wirken. Ist diese Lösung zugleich heiß, so ist die Bleiextraction in wenigen Minuten beendet, falls der Zustand der Kieselsäure überhaupt ein rasches Filtriren gestattet. Das Ende zu erkennen versucht man mit reinem Wasser auszusüßen. Färbt sich dabei die am Filter befindliche Flüssigkeit gelb, so wurde von der zuletzt aufgetragenen Partie der Jodkaliumlösung noch Bleisalz extrahirt und letzteres als Jodblei durch das Wasser wieder niedergeschlagen. Man setzt also das Extrahiren mit der Jodkaliumlösung fort, bis bei wiederholter Probe mit Wasser keine solche Gelbfärbung eintritt, und wäscht zuletzt das Kalisalz selbst mit Wasser hinweg.

Zur vollen Ueberzeugung, daß alles Bleisalz entfernt ist, übergießt man die Kieselsäure mit Schwefelwasserstoffwasser, wobei diese sich nicht bräunen oder schwärzen darf. Geschieht dies, so läßt sich das erzeugte Schwefelblei durch mäßig concentrirte Salzsäure zersetzen und als Chlorblei weiter extrahiren.

Aus der Jodbleilösung wird durch Schwefelwasserstoff alles Blei als Schwefelblei niedergeschlagen. — War außer Chlorblei auch Chlorsilber der Kieselsäure beigemengt, so wird dieses mit ausgezogen.

X.

Analysen
Příbramer Hüttenprodukte.

Von
Carl A. M. Balling,
Assistenten an der k. k. Bergakademie zu Příbram.

Das Berg- und Hüttenmännische Jahrbuch ꝛc. Band XIII ag. 301—314 enthält einen Aufsatz von dem k. k. Professor der říbramer Bergakademie Herrn Wenzel Mrázek, betitelt: „Ueber as Vorkommen des Nickels und Kupfers in den Proucten der Příbramer Schmelzhütte," worin die das Nickel nd Kupfer führenden, in Příbram vorkommenden Mineralien an-eführt und die Anwesenheit beider Metalle in einzelnen Produkten er genannten Schmelzhütte nachgewiesen sind. Zugleich wird darin er Wunsch ausgesprochen, den Procentgehalt sämmtlicher Hütten-roducte an Nickel und Kupfer genau quantitativ zu ermitteln, weil möglich werden dürfte, diese beiden werthvollen Metalle durch eignete Schmelzoperation zu concentriren und wenigstens periodisch s Nebenprodukt gewinnen zu können, während dieselben bis gegenärtig der Hütte gänzlich verloren gehen.

Ueber Aufforderung des genannten Herrn Professors habe ich, bhängig von der Zeit der jeweilig bei den einzelnen Hüttenprossen gefallenen Producte, dieselben in den Jahren 1863—1866 alytisch untersucht, und theile die Resultate dieser Untersuchungen dem Folgenden mit:

A. Hochofen- (Halbhochofen-) Schmelzprodukte.

Die im Allgemeinen auf der Příbramer Hütte selten auftrende Speise, welche im Jahre 1863 beim Krätzschmelzen abgefallen

wart einer hinreichenden Menge von Chlorammonium fast gänzlich verhindert wird.

Bei Analysen bleihaltiger Erze und Schlacken nimmt auch das Aussüßen der Kieselsäure bis zur vollständigen Entfernung des derselben beigemengten Chlorbleis oder schwefelsauren Bleioxyds viel Zeit in Anspruch. Heißes Wasser löst das Chlorblei nur allmälig, das schwefelsaure Bleioxyd fast gar nicht. Letzteres gilt auch von verdünnter Salzsäure in Bezug auf beide Bleisalze; concentrirte Salzsäure wirkt freilich ungleich energischer auf beide Salze, aber zugleich auch auf die Substanz des Filters, welches dabei leicht reißt.

Wie concentrirte Salzsäure wirkt Aetzkali oder Aetznatron, welche außerdem die Kieselsäure zum Theil auflösen. Am raschesten löst beide Bleisalze nach meiner Erfahrung eine concentrirte Lösung von Jodkalium, ohne auf das Filter und die Kieselsäure schädlich zu wirken. Ist diese Lösung zugleich heiß, so ist die Bleiextraction in wenigen Minuten beendet, falls der Zustand der Kieselsäure überhaupt ein rasches Filtriren gestattet. Das Ende zu erkennen versucht man mit reinem Wasser auszusüßen. Färbt sich dabei die am Filter befindliche Flüssigkeit gelb, so wurde von der zuletzt aufgetragenen Partie der Jodkaliumlösung noch Bleisalz extrahirt und letzteres als Jodblei durch das Wasser wieder niedergeschlagen. Man setzt also das Extrahiren mit der Jodkaliumlösung fort, bis bei wiederholter Probe mit Wasser keine solche Gelbfärbung eintritt, und wäscht zuletzt das Kalisalz selbst mit Wasser hinweg.

Zur vollen Ueberzeugung, daß alles Bleisalz entfernt ist, übergießt man die Kieselsäure mit Schwefelwasserstoffwasser, wobei diese sich nicht bräunen oder schwärzen darf. Geschieht dies, so läßt sich das erzeugte Schwefelblei durch mäßig concentrirte Salzsäure zersetzen und als Chlorblei weiter extrahiren.

Aus der Jodbleilösung wird durch Schwefelwasserstoff alles Blei als Schwefelblei niedergeschlagen. — War außer Chlorblei auch Chlorsilber der Kieselsäure beigemengt, so wird dieses mit ausgezogen.

X.

Analysen Příbramer Hüttenprodukte.

Von
Carl A. M. Balling,
Assistenten an der k. k. Bergakademie zu Příbram.

Das Berg- und Hüttenmännische Jahrbuch ꝛc. Band XIII pag. 301—314 enthält einen Aufsatz von dem k. k. Professor der Příbramer Bergakademie Herrn Wenzel Mrázek, betitelt: „Ueber das Vorkommen des Nickels und Kupfers in den Producten der Příbramer Schmelzhütte,“ worin die das Nickel und Kupfer führenden, in Příbram vorkommenden Mineralien angeführt und die Anwesenheit beider Metalle in einzelnen Produkten der genannten Schmelzhütte nachgewiesen sind. Zugleich wird darin der Wunsch ausgesprochen, den Procentgehalt sämmtlicher Hüttenproducte an Nickel und Kupfer genau quantitativ zu ermitteln, weil es möglich werden dürfte, diese beiden werthvollen Metalle durch geeignete Schmelzoperation zu concentriren und wenigstens periodisch als Nebenprodukt gewinnen zu können, während dieselben bis gegenwärtig der Hütte gänzlich verloren gehen.

Ueber Aufforderung des genannten Herrn Professors habe ich, abhängig von der Zeit der jeweilig bei den einzelnen Hüttenprocessen gefallenen Producte, dieselben in den Jahren 1863—1866 analytisch untersucht, und theile die Resultate dieser Untersuchungen in dem Folgenden mit:

A. Hochofen- (Halbhochofen-) Schmelzprodukte.

Die im Allgemeinen auf der Příbramer Hütte selten auftretende Speise, welche im Jahre 1863 beim Krätzschmelzen abgefallen

war, war es hauptsächlich, welche das Nickel in größerer Procentmenge enthielt und ist eigentlich die erste Veranlassung des oben citirten Aufsatzes und dieser Mittheilung. Folgerichtig mußte den Speisen, als den natürlichen Nickelconcentratoren, das vorzüglichste Augenmerk geschenkt werden, und da solche Speisen auch und ebenfalls nur ausnahmsweise noch bei anderen Processen als dem Krätzschmelzen erhalten werden, wurden aus diesem Grunde alle in einem Zeitraume von 4 Jahren bei verschiedenen Hochofenschmelzungen erhaltenen Speisen auf Nickel geprüft und auf ihre Zusammensetzung untersucht.

Die Přibramer Speisen sind durchweg auf dem frischen Bruche lichtgrauweiß, von metallischem Glanz und krystallinisch körniger, strahliger bis schmalblättriger Textur, nicht magnetisch und von mittlerer Härte. Bei dem Abheben nach dem Erstarren zeigen dieselben meistens keine reine Unterseite, sondern es bleibt an der Berührungsfläche derselben mit dem noch flüssigen Bleibade eine schwache Bleischichte haften, welche sich nach dem Erkalten in Form einer dünnen Bleihaut mehr oder weniger leicht und vollständig abschälen läßt; unter dieser Bleihaut zeigen die Speisen zuweilen eine schöne, dem Wawellit ähnliche Krystallisation, deren Deutlichkeit jedoch von ihrem Gehalt an Nickel abhängig zu sein scheint; die Stärke der Speisescheiben wechselt von 2—6 Linien.

1. Nickelhältige Speise, abgefallen beim Krätzschmelzen im Jahre 1863. [1])

Deutliche, schöne wawellitartige Krystallisation auf der Unterseite, in 2—3 Linien starken Scheiben abgefallen; körniger Bruch, die Bleihaut läßt sich leicht und vollständig von der Speise abschälen.

Silber . . .	0·100
Kupfer . . .	2·136
Blei . . .	2·981
Eisen . . .	37·963
Nickel . . .	11·800
Kobalt . . .	0·457
Antimon . .	5·646
Arsen . . .	32·847
Schwefel . .	4·345
Zusammen	98·275

[1]) Siehe Mrázek's Aufsatz Jahrbuch Band XIII. pag. 302.

2. Nickelhältige Speise, abgefallen beim Krätzschmelzen im Jahre 1864.

Zeigt auf der Unterseite undeutlichere Krystallisation als die vorige; körniger Bruch, die körnige Structur in strahliger Anordnung, in dünnen, nicht ganz 2 Linien starken Scheiben abgefallen, die Bleihaut läßt sich leicht und vollständig ablösen.

Silber . . .	0·045
Kupfer . . .	2·235
Blei	2·107
Eisen . . .	46·690
Nickel . . .	6·110
Cobalt . . .	0·338
Antimon . .	4·287
Arsen . . .	32·658
Schwefel . .	3·873
Zusammen	98·343

Diese beiden Speisen sind nicht wesentlich von einander verschieden, die um fast 6 Percente geringere Menge an Nickel in Post 2 ist durch eine nahezu äquivalente Menge Eisen ersetzt.

Berechnet man die chemischen Formeln für diese beiden Speisen in der Art, daß man zuerst die nöthigen Mengen Schwefel für das Silber, Kupfer und Blei zur Bildung von Schwefelsilber, Halbschwefelkupfer und Schwefelblei sucht, hierauf den Rest des Schwefels an einen Theil des Eisens zur Bildung von Halbschwefeleisen abgibt und nun die Nickel- und Kobaltmengen auf äquivalente Mengen Eisen, das Antimon auf eine äquivalente Menge Arsen umrechnet, so erhält man sodann aus der Summe der elektropositiven Elemente gegenüber der Summe der elektronegativen Elemente (jede der Summen durch das ihr entsprechende Aequivalent dividirt) für beide Speisen die gleiche Formel:

Fe_3 As Drittelarsenid.

3. Nickelhältige Speise abgefallen beim Krätzschmelzen im Jahre 1865.

Zeigt sehr undeutliche Krystallisation unter der Bleihaut, welche sich schwierig ablösen läßt; schmalblättriger Bruch. Hat sich bei gleichzeitigem Lechfall in sehr dünnen, wenig über eine Linie starken Scheiben abgeschieden, welche sich ebenfalls nur schwierig von dem gleichzeitig gefallenen Lech trennen lassen.

Die Speise enthielt in 100 Theilen:

Silber	0·045
Kupfer	1·317
Blei	1·673
Eisen	62·475
Nickel	1·490
Kobalt	0·145
Antimon	6·250
Arsen	14·800
Schwefel	9·584
Calcium	1·080
Zusammen	98·859

4. Speise abgefallen beim Krätzschmelzen im Jahre 1866 (Frühjahr).

Ohne Krystallisation unter der Bleihaut; blättriger, dem blumigen Eisen nicht unähnlicher Bruch; in 4—5 Linien starken Scheiben abgefallen, welche sich gut von dem gleichzeitig gefallenen Lech trennen ließen. Keine Bleihaut auf der Unterseite.

Diese Speise zeigte folgende Zusammensetzung:

Silber	0·015
Kupfer	0·289
Blei	1·185
Eisen	58·275
Nickel und Kobalt	0·750
Arsen	28·642
Antimon	6·889
Schwefel	2·729
Calcium	0·478
Zusammen	99·252

5. Speise abgefallen bei ordinären Erzschmelzen im Jahre 1866.

752 Centner Erz mit $28^1/_2$ Centner Fahlerzen nebst bleiischen Vorschlägen wurden binnen 64 Schichten über einen Hochofen verschmolzen. Die hiebei abgefallene Speise bildete 4—5 Linien starke Scheiben, zeigte auf dem Bruche blättrig strahlige Textur (wie

Post 4) und unter der Bleihaut keine erkennbare Krystallisation, die Bleihaut und das gleichzeitig gefallene Lech haften beide sehr fest an der Speise.

Die Speise bestand aus:

Silber	0·037
Kupfer	1·956
Blei	1·752
Nickel	2·056
Kobalt	0·194
Eisen	61·330
Antimon	2·450
Arsen	18·750
Schwefel	9·600
Calcium	0·500
Zusammen	98·625

6. Speise abgefallen bei der Hartbleierzeugung im Jahre 1866. [1])

Ohne bemerkbare Krystallisation auf der Unterseite, keine Bleihaut; Bruch grobstrahlig krystallinisch, schon an Spiegeleisen mahnend.

In 3—5 Linien starken Scheiben abgefallen und fest auf dem gleichzeitig gefallenen Lech haftend.

Silber	0·020
Kupfer	0·409
Blei	3·245
Eisen	56·700
Nickel und Kobalt	0·783
Antimon	1·608
Arsen	26·757
Schwefel	10·000
Calcium	0·535
Zusammen	100·057

Auf die früher angegebene Art die chemischen Formeln für die anderen Speisen gesucht, ergibt sich für:

Post 3 die Formel: Fe_5 As Fünftelarsenid,

" 4 " " Fe_4 As Viertelarsenid.

[1]) Die beim Hartbleifrischen gefallene Speise wurde bei verschiedenen Schmelzungen in den Hochöfen statt Roheisen zugeschlagen.

Für Post 5 und 6 wurden die complicirteren Formeln: für Post 5—3 (Fe_5 As) + 5 (Fe_4 As) und für Post 6 — Fe_5 As_2 gefunden.

Die äußeren Merkmale der sub Post 3, 4, 5 und 6 angeführten Speisen, so wie die Gegenwart von Calcium [1]) die zumeist weit geringere Menge Arsen und ebenso beträchtlichere Menge an Schwefel, dann die starke Adhäsion und Cohärenz zwischen dem gleichzeitig gefallenen Lech und der Speise [2]) lassen eher auf eine molekulare Mischung von Lech und Speise schließen, als daß man dieselben als reine Speisen ansprechen dürfte, eine Annahme, welche um so begründeter ist, als ja Arsenide und Sulfide ähnlichere und verwandtere Körper sind, als Sulfide und Silikate, und doch ist eine gewisse beschränkte Diffusion der beiden Letzten nachgewiesen. Sollten nicht auch die durch Rechnung gefundenen chemischen Formeln für diese Ansicht sprechen? [3])

7. Speise, erhalten beim Krätzschmelzen im October 1866 (Durchschnittsprobe).

Theils wawellitartige Zeichnung auf der Unterseite einzelner Stücke, theils nicht. In 2 Linien starken Scheiben abgefallen, die Bleihaut läßt sich leicht und vollständig von der Speise abschälen.

Diese Speise wurde der Kürze der Zeit halber nur auf den Nickelgehalt untersucht und darin 3·2 % Nickel gefunden.

8. Die Analyse einer von Post 3 herrührenden Bleihaut ergab:

Silber	0·512
Kupfer	1·222
Blei	89·995
Eisen	3·172
Nickel und Kobalt	Spuren
Zink	0·814
Antimon	1·365
Schwefel	2·662
Zusammen	99·742

[1]) Unserer Ansicht nach aus dem Lech stammend u. von diesem in die Speise geschleppt.

[2]) Auf die Cohärenz und Adhäsion zwischen Speise und Lech mögen übrigens auch Erstarrungs- und Abkühlungsverhältnisse Einfluß genommen haben.

[3]) Siehe Formel für Post 5 und 6.

9. Lech von der ordinären Bleiarbeit v. Jahre 1863 [1]).

Silber	0·097
Kupfer	0·771
Blei	9·385
Eisen	63·103
Nickel	0·365
Kobalt	0·027
Zink	1·525
Antimon	1·107
Arsen	0·396
Schwefel	21·866
Calcium	0·239
Zusammen	98·881

10. Lech, gleichzeitig abgefallen mit der sub Post 6 angeführten Speise.

Von dunkler Farbe, blaubraun schillernd, großblasig, von schwammigem Ansehen und mittlerem Glanz. Eingeschlossene Schlakkentheilchen mit freiem Auge nicht bemerkbar. [2])

Silber	0·040
Kupfer	0·323
Blei	5·734
Eisen	44·310
Nickel und Kobalt .	0·705
Zink	5·979
Antimon	0·607
Arsen	3·156
Schwefel	16·842
Calcium	1·600
Kieselsäure	19·300
Zusammen .	98·596

---

[1]) Die im Jahrbuch XIII Seite 351 in der Anmerkung von Prof. Mrázek gemachte Voraussetzung, daß sich der äußere Gesammthabitus des Přibramer ordinären Bleisteines und die Umstände seiner Bildung im Verlaufe der Jahre (seit Klášek's Analyse, 1852) nicht wesentlich verändert haben dürften, findet sich hier bestätigt.

[2]) Gleichwohl weiset die Analyse einen bedeutenden Kieselerdegehalt nach,

11. Ofensau abgefallen beim Krätzschmelzen im Jahre 1866. [1])

Lichtgrauweiß, lukig, mit starkem Metallglanz, mit eingeschlossenen Bleitropfen und Schlackenkrystallen. (Die Bleitropfen und Schlackenkrystalle wurden von der zur Analyse genommenen Menge ausgehalten.)

Silber	0·060
Kupfer	0·199
Blei	7·309
Eisen	48·685
Nickel und Kobalt .	Spuren
Zink	3·610
Arsen	8·446
Antimon	0·450
Schwefel	13·760
Calcium	0·166
Kieselerde	15·850
Zusammen	98·537

12. Ofensau abgefallen beim Erzschmelzen bei Zusatz von Fahlerzen. [2])

Eisenschwarz, dicht, steinig und kleinblättrig krystallinisch; die krystallinischen Blättchen glänzend, sonst matt; auf der Oberfläche Blasen zeigend. Erinnert in seinem äußeren Habitus stark an die strengflüssigen, zinkreichen Leche.

---

der eine gewisse Menge Eisen als Oxydul anzunehmen fordert. Der Rest des Eisens steht dann offenbar auf einer höheren Schwefelungsstufe, als in dem ordinären Lech Post Nro. 9, nähert sich also dem in der ordinären Bleischlacke gelösten, vom Prof. Mrázek als hochgeschwefelt nachgewiesenen „Schlackensulfuret." So wie in der ordinären Bleischlacke kein Lech, ist in diesem Leche keine Schlacke dem Auge wahrnehmbar. —

[1]) Zu Post 4 gehörig.

[2]) Zu Post 5 gehörig.

Silber	. . . . .	0·160
Kupfer	. . . . .	1·107
Blei	. . . . .	20·190
Eisen	. . . . .	38·875
Nickel und Kobalt	.	Spuren
Zink	. . . . .	5·417
Arsen	. . . . .	2·389
Antimon	. . . .	0·735
Schwefel	. . . .	18·466
Calcium	. . . .	0·780
Kieselerde	. . . .	9·300
	Zusammen	97·431

B. Treibproducte (Durchschnittsproben).

13. Abstrich vom Krätzschmelzen. Er enthielt 3·100 % Kupfer und 1·250 % Nickel und Kobalt.

14. Schwarze Glätte vom Krätzschmelzen mit einem Gehalte von 0·295 % Kupfer und 0·043 % Nickel und Kobalt.

15. Abstrich von der ordinären Bleiarbeit. Die Untersuchung ergab: 0·183 % Kupfer und 0·180 % Nickel und Kobalt.

16. Schwarze Glätte von der ordinären Bleiarbeit.

In dieser wurden 0·096 % Kupfer und 0·056 % Nickel und Kobalt nachgewiesen.

17. Abstrich von der Niederschlagsarbeit. Der Gehalt an Kupfer betrug 0·012 %, jener an Nickel und Kobalt 0·043 %.

18. Schwarze Glätte von der Niederschlagsarbeit. Konnten nur Spuren von Kupfer und Nickel mit Kobalt nachgewiesen werden.

In den Treibproducten der Krätzbleie nimmt der Kupfergehalt vom Abstrich zur schwarzen Glätte ab, in dem Verhältnisse wie 10 : 1. — Der Nickelgehalt in dem Verhältnisse wie 30 : 1. In den Treibproducten der ordinären Werkbleie ergibt sich dieses Verhältniß beim Kupfer wie 2 : 1 — beim Nickel 3 : 1, woraus her-

vorgeht, daß mit den oxydischen Producten des Treibens in größerer Menge das Nickel aus den Bleien entfernt wird, als das Kupfer.

Aus diesen hier mitgetheilten Analysen ist zu ersehen, daß in den vier Jahren von 1863 an bis 1866 der Nickelgehalt in den gefallenen Speisen constant und in sehr bedeutendem Maße abgenommen hat, daß also durch die ordinäre Bleiarbeit diesen Zeitraum hindurch immer nickelärmere Geschicke verschmolzen wurden. [1])

Es ist jedoch nicht zu übersehen, daß höchstwahrscheinlich bei allen jenen Speisen, welche Schwefel in höheren Procenten enthalten und nach dem Vorhergesagten eher als molekulare Mischungen von Lech und Speise, denn als reine Speisen zu betrachten sind, sich in dem mit der Speise gleichzeitig gefallenen Lech auch weit mehr Nickel finden wird, als die Leche sonst zu enthalten pflegen, wenn keine gleichzeitige Speiseausscheidung statt findet; die sub Post 6, 9 und 10 angeführten Analysen bestätigen dieses.

Der höchste Nickelgehalt von fast 12% findet sich in der beim Krätzschmelzen gefallenen Speise vom Jahre 1863, der geringste von nur 0·7% in der von derselben Arbeit gefallenen Speise vom Jahre 1866. Eigenthümlicherweise macht sich ein höherer Nickelgehalt bei den Přibramer Speisen schon äußerlich deutlich kenntlich. Alle an Nickel reicheren Speisen zeigen die schon erwähnte wawellitähnliche, krystallinisch strahlige Textur an jener Fläche, mit welcher sie mit dem Bleibade in Berührung standen; diese Krystallisation tritt um so deutlicher hervor, je höher der Nickelgehalt ist, und verschwindet bei nur geringen Mengen unter 2% — 1·5% Nickel haltenden Speisen ganz. Der Bruch ist körnig. Dem entgegen zeigen die nickelarmen Speisen krystallinisch grob- und schmalblättrige Textur auf dem Bruche mitunter in so ausgezeichnetem Maße, wie sie nur die schönsten blumigen und spiegeligen Flossen Steiermarks aufweisen können. Die an Nickel reicheren Speisen haben sich alle in dünnen Scheiben, welche sich leicht vom allenfalls mitgefallenen Lech trennen ließen, abgeschieden, und ließ sich

[1]) Die Untersuchung der unter Post 7 mitgetheilten in der allerletzten Zeit gefallenen Krätzschmelzspeise weist jedoch wieder einen höheren Nickelgehalt nach.

auch die an allen Speisen ohne Unterschied auf der Unterseite befindliche Bleihaut von den nickelreichen Speisen in ganzen Schalen leicht ablösen.

So wie sich nun hier die Speisen als vorzügliche Nickelconcentratoren erweisen, so wenig scheint es, daß die Ofensäue die gewünschte Eigenschaft besitzen, und obwohl sich aus den sub Post 11 und 12 angeführten Analysen allein noch kein endgiltiger Schluß folgern läßt, geben diese beiden doch kein befriedigendes Zeugniß.

In geringerer Menge findet sich das Nickel in den Treibprodukten; allein in dem Abstrich vom Vertreiben der Krätzbleie findet man doch über ein Procent dieses Metalls und das Kupfer concentrirt sich darin in seiner höchsten Procentmenge. Auffallenderweise enthalten die Speisen ebenfalls nicht nur mehr Kupfer, als der Stein, trotz der so kräftigen Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel; sondern die nickelreicheren Speisen sind auch zugleich die kupferreicheren.

In Hinsicht auf die praktische Bedeutung der vorstehenden Resultate dürfte die folgende übersichtliche Zusammenstellung der bloßen Nickel- und Kupferhälte der Hauptarten von Schmelzprodukten der Přibramer Hütte innerhalb der äußersten Grenzen nicht ohne Interesse sein, zu welchem Behufe wir der Vollständigkeit halber auch die Resultate der im Jahre 1863 von Prof. Mrázek vorgenommenen und von ihm im Jahrbuche desselben Jahres veröffentlichten Analysen mit einbeziehen.

Bezeichnung der untersuchten Hüttenprodukte	Gehalt an Nickel		Gehalt an Kupfer		Bestimmt von	Im Jahre	Anmerkung
	von	bis	von	bis			
A. Hochofenschmelzprodukte.							
1. Krätzschmelzspeise	0·750	11·800	0·289	2·136	Balling	1863—66	
2. Sonstige Speisen...........	0·783	2·056	0.409	1·956	Balling	1866	
3. Lech von der ordinären Arbeit.........................	0·180	0·365	0·323	0 771	Balling u. Mrázek	1863—64	Siehe hier Post 9 und Jahrbuch Bd. XIII pag. 304
4. Lech von Hartbleifrischen ...	.	0·705	.	0·323	Balling	1865	
5. Bleie..........................	.	.	0·085	0·164			Siehe Jahrbuch Bd. XIII pag. 312
6. Bleischlacke	.	0·17	.	0·31	Mrázek	1863	Siehe Jahrbuch Bd. XIII pag. 328
7. Ofensäue	Spur	Spur	0·199	1·107	Balling	1865—66	
B. Treibprodukte.							
8. Abstrich.........................	0·043	1·250	0·012	3·100	Balling	1864	
9. Schwarze Glätte	Spur	0·043	Spur	0·295			
10. Gelbe Glätte	.	0·10	.	0·13	Mrázek	1863	Siehe Jahrbuch Bd. XIII pag. 372

Anmerkung. Im Niederschlagsbleistein fand Prof. Mrázek nur 0·05% Nickel das ist $\frac{1}{7}$—$\frac{1}{4}$ des Gehaltes im ordinären Bleistein und in dem von demselben isolirten Schlackensulfuret 1·5% Nickel und 2·6% Kupfer. (Siehe Jahrbuch Bd. XIII pag 398 und 334.)

Was nun den thatsächlichen Versuch einer Concentration des, wie ersichtlich, hauptsächlich in den Krätzschmelzspeisen in namhafter Menge auftretenden Nickel- und Kupfermetalls betrifft, so wurde ein solcher in ähnlicher Weise, wie er bereits im Jahre 1863 bei Gelegenheit der Entdeckung der bedeutenden Nickelführung dieses Productes von Prof. Mrázek angedeutet wurde, im August 1866 mit den seitdem separat gestürzten und ausgehaltenen Speisen wirklich ausgeführt.

Die vom mitgefallenen anhaftenden Leche getrennte Speise wurde für sich in 3 Feuern verröstet und in 19 Schichten mit folgender Beschickung auf Krätzblei verschmolzen:

Speise geröstet	432·0	Centner
Krätze roh	15·0	"
Krätze geröstet	15·0	"
Tiegelkrätze	58·0	"
Herd	30·0	"
Herdabfälle	30.5	"
Reiche Glätte	6·0	"
Abstrich	43·0	"
Gewaschenes Gestübe . . .	8·0	"
Flugstaub	5·5	"
Glättfrischschlacken	71·0	"
Zusammen	714·0	"

Producte von eigenen Arbeiten,

Hiezu kommen . . . . 22·75 Cent. Roheisen
und 136 Laufkarren à $1^3/_4$ Centner = 238 " Eisenfrischschlacken.

Aus diesen 714 Centnern hältiger Gattirung beschickt
mit . . . . 260 " Eisen und Eisenfrischschlacken,

zusammen 974 Centner wurden ausgebracht.

Krätzblei	168·0	Centner
Bleistein und Speise .	40·0	"
Krätze	14·5	"
Gestübbe	13·5	" und
Schlacken gegen	970·0	"

19. Die mit diesem Bleistein in geringer Menge gefallene Speise wurde auf Nickel untersucht und darin 5·212% **Nickel gefunden.**

Dieser Schmelzversuch wurde mit der sub Post 4 angeführten Krätzschmelzensspeise vorgenommen, welche 0·75 % enthielt. In dem gesammten 432 Centner Speiseroſt enthaltenden Durchsetzquantum waren demnach 324 Pfund Nickel enthalten; da jedoch bei diesem Schmelzen nur 40 Centner, und zwar Bleistein und Speise zusammen gefallen waren, so konnten darin selbst für den höchst unwahrscheinlichen Fall, daß bei so hohem Nickelgehalt der Speise auch der Stein eine dieser gleichen Nickelmenge hätte enthalten können, [1]) bei der oben angegebenen Percentualmenge von 5·212 höchstens 208 Pfund Nikel enthalten gewesen sein, das ist zwei Drittel jener Menge, welche in dem aufgegebenen Schmelzgut ursprünglich enthalten war, trotzdem sich der Nickelgehalt in der Concentrationsspeise um fast das Siebenfache höher perzentuirt, als in der durchgesetzten Speise. Ein Drittel wenigstens des in der Letzteren enthaltenen Nickels ging demnach bei dem ersten Versuch verloren. Die concentrirte Speise ist in über einen Zoll starken Scheiben erhalten worden, sie zeigte am Bruche wohl spiegelnde Flächen, allein diese waren nicht mehr scharf gegen einander abgegrenzt, sondern verloren sich in einander; unter der Loupe ließen sich deutlich eine körnig schuppige Struktur, so wie kleine, inwendig glatte, gelbbraun gefärbte und glänzende Blasenräume erkennen. Auf der Unterseite unter der Bleihaut traten die krystallinischen Aggregate nur schwach und undeutlich hervor und waren theilweise ganz unkenntlich.

In den Jahren 1864, 1865 und 1866 erstes Semester fielen beim Krätzschmelzen, welches nur in Halbhohöfen vorgenommen wurde, in Summa 2378 Centner 76 Pfund roher Bleistein und Speise; leider wurden dieselben nicht getrennt, um ein Calcul über die darin enthaltene Nickelmenge anstellen zu können, sondern es wurden beide gemeinsam in mehreren Feuern verröstet und auf Werkbleie zu Gute gebracht.

Im Jahre 1863 wurde beim Abtreiben der Krätzbleie ein Quantum von 297 Centner 30 Pfund Abstrich erhalten; laut

[1]) Vergleiche Post 6 und Post 10. Der mit Post 19 mitgefallene Stein wurde jedoch nicht untersucht, weil ein solches Resultat nicht erwartet wurde und zur Zeit der vollführten Untersuchung der Bleistein bereits mit anderen untermengt auf dem Hüttenhofe sich befand, so daß mit Sicherheit derselbe nicht mehr herausgefunden worden wäre.

Analyse Post 13 waren in dieser Post allein über 9 Ctr. Kupfer und über 3 Ctr. Nickel enthalten, welche Metallmengen, den Ctr. Kupfer zu nur 50 fl. und den Ctr. Nickel zu nur 450 fl. gerechnet, einen Werth von 450 fl. für das Kupfer und 1350 fl. für Nickel, zusammen 1800 fl. repräsentiren. Eine der Wahrheit sich nähernde Ziffer für die Mengen und den Werth des Nickels und Kupfers, welche auch gegenwärtig noch der Hütte spurlos entgehen, anzugeben, ist leider nicht möglich, weil die Analysen allein nicht genügen und nur die Analysen der Posten 7, dann 13—18 von wirklichen Durchschnittsproben herrühren, während zu den anderen Untersuchungen nur einzelne Stücke genommen wurden; es wurden zwar die ganzen Stücke gepulvert, und das Pulver gut durcheinander gemengt, allein das gemengte Pulver von $^1/_4$—$^1/_2$ Pfund schweren Stücken konnte doch noch nicht eine richtige Durchschnittsprobe rsetzen. Jedoch die Berechnung des Werthes jener einzigen oben angeführten in der Analyse sub Post 13 mitgetheilten Post „Abstrich vom Vertreiben der Krätzbleie" zeigt deutlich, daß wegen des hohen Preises, welchen das Nickelmetall am Markte behauptet, selbst anscheinend geringe Prozentenmengen nicht zu unterschätzen seien und daß die gleichzeitige Gewinnung des Nickels und Kupfers der Přibramer Hüte in Zukunft einen gar nicht zu verachtenden Gewinn abwerfen würde. Es ist erklärlich, daß wegen des bedeutend höheren Preises des Nickels vor dem des Kupfers in der vorliegenden Mittheilung vorzüglich auf Ersteres reflectirt wurde.

Da das Calcium als ein Leichtmetall eigentlich kein speisebildender Bestandtheil ist, und obwohl im Früheren bereits bemerkt wurde, daß dasselbe unserer Ansicht nach, blos aus den, den Speisen molekular beigemengten Lechantheilen herrührt, so wurde doch, um sich von der factischen Gegenwart desselben in den unreinen Speisen (Post 3, 4, 5 und 6) zweifellos zu überzeugen, und nicht fürchten zu müssen, das Calcium durch die Digestion in Gläsern etwa aus dem Glase selbst in die Analyse gebracht zu haben, weil die Zeit bereits drängte, nur eine Speise, und zwar die sub Post 6 angeführte, vom Hartbleifrischen herrührende

Speise mit Chlor aufgeschlossen und der Rückstand in der Kugelröhre nach Abscheidung der Metalle aus der Gruppe 3, 4 und 5 auf Kalk untersucht; ein solcher wurde in der That wieder erhalten. Es wurden nahezu 2 Grm. zu der Untersuchung genommen und man berechnete aus der vorgenommenen Bestimmung einen Kalkgehalt von 0·464 Procent, um 0·071 Proc. weniger, als durch die Analyse auf gewöhnlichem Wege gefunden wurde.

Auch die Reagentien wurden in dieser Hinsicht einer wiederholten sorgfältigen Prüfung unterzogen und dieselben frei von jeder Spur eines Kalkgehaltes befunden.

Die k. k. Berg-Akademien

betreffend.

(Einschließlich der k. k. Berg- oder Steigerschulen zu Přibram und Wieliczka.)

K. k. Bergakademie zu Leoben.

An der k. k. Bergakademie zu Leoben im Studienjahre 1866 aufgenommene ordentliche und außerordentliche Eleven und Gäste, nebst Angabe ihrer Studienerfolge bis zu Ende des Studienjahres.

a) Im Vorbereitungskurse.

1. Im I. Jahrgange.

Ordentliche, immatrikulirte Eleven (Bergakademiker, Akademisten.)

1. Herr Aschauer Norbert, Edler von Achenrain und Lichtenthurn, 19 Jahre alt, aus Warasdin in Kroatien, hat die Oberrealschule in Graz absolvirt.
2. „ Buhl Constantin, 19 Jahre alt, aus Altstadt in Mähren, hat die Oberrealschule am Bauernmarkt in Wien absolvirt. Erhielt mit Minist.-Verord. vom 6. December 1865, Z. 54643 ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
3. „ Catharin Wilhelm Ritter von, 23 Jahre alt, aus Alland in Oesterreich, hat die juridischen Studien an der Universität in Graz absolvirt.
4. „ Eisl Johann, 18 Jahre alt, aus Leoben in Steiermark, hat die Oberrealschule in Graz absolvirt (Repetent).
5. „ Fibinger Karl, 23 Jahre alt, aus Prag in Böhmen, hat die juridischen Studien an der Universität zu Prag absolvirt. — Erhielt mit Minist.-Verord. vom 6. Dezember 1865, Z. 57064, ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
6. „ Jenčic Albin, 21 Jahre alt, aus Laibach in Krain hat die Oberrealschule in Laibach absolvirt.
7. „ v. Juhos Mathias, 20 Jahre alt, aus Leutschau in Ungarn, hat das Obergymnasium in Leutschau absolvirt

und den ersten Jahrgang an der k. k. Bergakademie in Schemnitz z. Theil.

8. Herr Luschin Eugen, 22 Jahre alt, aus Laibach in Krain, hat die juridischen Studien an den Universitäten in Wien und Graz absolvirt.

9. „ Orthmayer Ferdinand, 21 Jahre alt, aus Dognacska in Ungarn, hat das Obergymnasium in Temesvar absolvirt. (Repetent.)

10. „ Ratz Moriz, 20 Jahre alt, aus Laibach in Krain, hat das Obergymnasium in Cilli absolvirt.

11. „ Rudzinski-Rudno, Edwin von, 18 Jahre alt, aus Endersdorf in k. k. Schlesien, hat die Oberrealschule zu Neiße in preußisch-Schlesien absolvirt.

12. „ Stadler Rudolf, 18 Jahre alt, aus Karlsbad in Böhmen, hat die Oberrealschule in Ellbogen absolvirt.

13. „ Stelzl Josef, 20 Jahre alt, aus Bärn in Mähren, hat die Oberrealschule in Kuttenberg absolvirt.

14. „ Weitlaner Julius, 21 Jahre alt, aus Leoben in Steiermark, hat die Oberrealschule in Klagenfurt absolvirt.

Außerordentliche Eleven.

15. Herr Hasse Gotthold, 18 Jahre alt, aus Mügeln in Sachsen, hat die Oberrealschule in Dresden absolvirt. Erhielt mit Minist.-Verord. vom 17. November 1865, Z. 48562, die für Ausländer vorgeschriebene Aufnahmsbewilligung.

16. „ Komposch Raimund, 19 Jahre alt, aus Plaseitzen in Kärnthen, hat die Oberrealschule in Klagenfurt absolvirt.

17. „ Krisch Albin, 18 Jahre alt, aus Buchbergsthal in k. k. Schlesien, hat die Unterrealschule in Troppau absolvirt und hat 3jährige Werkspraxis.

18. „ Zeyringer Vincenz, 22 Jahre alt, aus Vordernberg in Steiermark, hat theilweise die Oberrealschule und d. technischen Studien in Graz absolvirt. (Repetent.)

2. Im II. Jahrgange.

Ordentliche Eleven.

19. Herr Dulnig Victor, siehe ad 1. I. Jahrgang Vorcurs 1865.
20. „ Gschwandtner Alois, siehe ad 3, I. Jahrgang Vorcurs 1865. Erhielt mit Min.-Verord. vom 6. Dezember 1865, Z. 54643, ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
21. „ Jellek Karl, siehe ad 5, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
22. „ Nečas Wilhelm, siehe ad 7, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
23. „ Rainer Johann, siehe ad 9, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
24. „ Schmitt Georg, siehe ad 36, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
25. „ Suchomel Rudolf, siehe ad 13, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
26. „ Zahlbruckner August, siehe ad 14, I. Jahrgang Vorcurs 1865.

Außerordentliche Eleven.

27. Herr Bitterl Moriz, Edler v. Tessenberg, siehe ad 16, 1. Jahrgang Vorcurs 1865.
28. „ Koch Anton, siehe ad 6, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
29. „ Rettig Gustav, siehe ad 20, I. Jahrgang Vorcurs 1865.

b) Im Bergkurse.

Ordentliche Eleven.

30. Herr Bumbala Gustav, siehe ad 22, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
31. „ Eggenberg Viktor, siehe ad 23, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
32. „ Gasser Johann, siehe ad 25, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
33. „ Knapp Rudolf, siehe ad 28, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
34. „ Langer Jakob, siehe ad 29, II. Jahrgang Vorcurs 1865.

und den ersten Jahrgang an der k. k. Bergakademie in Schemnitz z. Theil.

8. Herr Luschin Eugen, 22 Jahre alt, aus Laibach in Krain, hat die juridischen Studien an den Universitäten in Wien und Graz absolvirt.

9. „ Orthmayer Ferdinand, 21 Jahre alt, aus Dognacska in Ungarn, hat das Obergymnasium in Temesvar absolvirt. (Repetent.)

10. „ Ratz Moriz, 20 Jahre alt, aus Laibach in Krain, hat das Obergymnasium in Cilli absolvirt.

11. „ Rudzinski-Rudno, Edwin von, 18 Jahre alt, aus Endersdorf in k. k. Schlesien, hat die Oberrealschule zu Neiße in preußisch-Schlesien absolvirt.

12. „ Stadler Rudolf, 18 Jahre alt, aus Karlsbad in Böhmen, hat die Oberrealschule in Ellbogen absolvirt.

13. „ Stelzl Josef, 20 Jahre alt, aus Bärn in Mähren, hat die Oberrealschule in Kuttenberg absolvirt.

14. „ Weitlaner Julius, 21 Jahre alt, aus Leoben in Steiermark, hat die Oberrealschule in Klagenfurt absolvirt.

Außerordentliche Eleven.

15. Herr Hasse Gotthold, 18 Jahre alt, aus Mügeln in Sachsen, hat die Oberrealschule in Dresden absolvirt. Erhielt mit Minist.-Verord. vom 17. November 1865, Z. 48562, die für Ausländer vorgeschriebene Aufnahmsbewilligung.

16. „ Komposch Raimund, 19 Jahre alt, aus Plaseitzen in Kärnthen, hat die Oberrealschule in Klagenfurt absolvirt.

17. „ Krisch Albin, 18 Jahre alt, aus Buchbergsthal in k. k. Schlesien, hat die Unterrealschule in Troppau absolvirt und hat 3jährige Werkspraxis.

18. „ Zeyringer Vincenz, 22 Jahre alt, aus Vordernberg in Steiermark, hat theilweise die Oberrealschule und d. technischen Studien in Graz absolvirt. (Repetent.)

2. Im II. Jahrgange.

Ordentliche Eleven.

19. Herr Dulnig Victor, siehe ad 1. I. Jahrgang Vorcurs 1865.
20. „ Gschwandtner Alois, siehe ad 3, I. Jahrgang Vorcurs 1865. Erhielt mit Min.-Verord. vom 6. Dezember 1865, Z. 54643, ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
21. „ Jellek Karl, siehe ad 5, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
22. „ Nečas Wilhelm, siehe ad 7, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
23. „ Rainer Johann, siehe ad 9, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
24. „ Schmitt Georg, siehe ad 36, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
25. „ Suchomel Rudolf, siehe ad 13, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
26. „ Zahlbruckner August, siehe ad 14, I. Jahrgang Vorcurs 1865.

Außerordentliche Eleven.

27. Herr Bitterl Moriz, Edler v. Tessenberg, siehe ad 16, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
28. „ Koch Anton, siehe ad 6, I. Jahrgang Vorcurs 1865.
29. „ Rettig Gustav, siehe ad 20, I. Jahrgang Vorcurs 1865.

b) Im Bergkurse.

Ordentliche Eleven.

30. Herr Bumbala Gustav, siehe ad 22, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
31. „ Eggenberg Viktor, siehe ad 23, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
32. „ Gasser Johann, siehe ad 25, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
33. „ Knapp Rudolf, siehe ad 28, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
34. „ Langer Jakob, siehe ad 29, II. Jahrgang Vorcurs 1865.

35. Herr Pauk Rudolf, siehe ad 32, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
36. „ Petter Alois, siehe ad 34, II. Jahrgaug Vorcurs 1865.
37. „ Rochlitzer Josef, siehe ad 35, II. Jahrgang Vorcurs 1865. Erhielt mit Min.-Verordnung vom 6. Dezember 1865, Z. 54643, ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
38. „ Seeberger Johann, siehe ad 37, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
39. „ Stamm Leopold, siehe ad 38, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
40. „ Stipanitz Moriz, 21 Jahre alt, aus Saybusch in Galizien, hat den Vorcurs in Schemnitz absolvirt.
41. „ Würtenberger Franz, siehe ad 40, II. Jahrgang Vorcurs 1865.

Außerordentliche Eleven.

42. „ Sladek Moriz, siehe ad 44, II. Jahrgang Vorcurs 1865.

c) Im Hüttenkurse.

Ordentliche immatrikulirte Hütteneleven.

43. Herr Becher Victor, siehe ad 67, im Bergcurse 1865.
44. „ Deschmann Raimund, siehe ad 47, im Bergcurse 1865.
45. „ Ehrenwerth Josef, siehe ad 48 im Bergcurse 1865.
46. „ Endres Franz, siehe ad 49 im Bergcurse 1865.
47. „ Fay Bela von, siehe ad 50 im Bergcurse 1865.
48. „ Hecht Georg, siehe ad 51 im Bergcurse 1865.
49. „ Kling Johann, siehe ad 53 im Bergcurse 1865.
50. „ Knafft Ferdinand, siehe ad 54 im Bergcurse 1865, erhielt mit Min.-Verordnung vom 6. December 1865, Z. 54643, ein Stipendium von jährlichen 210 fl. ö. W.
51. „ Marx Josef, siehe ad 55 im Bergcurse 1865.
52. „ Mayer Viktor, siehe ad 56 im Bergcurse 1865.

53. Herr Moro Ferdinand, siehe ad 57 im Bergcurse 1865.
54. „ Reimer Johann, siehe ad 58 im Bergcurse 1865.
55. „ Schalscha Franz, siehe ad 59 im Bergcurse 1865.
56. „ Schramm Gustav, 23 Jahre alt, aus Schönbrunn in Mähren, hat den Bergcurs in Přibram absolvirt und genießt ein Montanstipendium.
57. „ Tambor Ernst, siehe ad 60 im Bergcurse 1865.
58. „ Tiefenthal Launsky von, siehe ad 61 im Bergcurse 1865.
59. „ Tobeitz Franz, siehe ad 62 im Bergcurse 1865.
60. „ Tunner Karl Ritter von, siehe ad 63 im Bergcurse 1865.
61. „ Wurdinger Engelbert, siehe ad 64 im Bergcurse 1865.
62. „ Wurzian Eugen Ritter von, siehe ad 65 im Bergcurse 1865.
63. „ Zinke Viktor, siehe ad 67 im Bergcurse 1865.

Außerordentliche Eleven.

64. Herr Geißler Johann, siehe ad 69 im Bergcurse 1865.
65. „ Lamberger Karl, siehe ad 71 im Bergcurse 1865.
66. „ Marx Max, siehe ad 72 im Bergcurse 1864.
67. „ Pesendorfer Alexander, siehe ad 33, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
68. „ Pfleger Richard, siehe ad 73 im Bergcurse 1865.
69. „ Russegger Adolf, 23 Jahre alt, aus Hammerau in Baiern, hat die Bergakademie in Schemnitz absolvirt.
70. „ Schartel Johann, siehe ad 42, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
71. „ Schömann Karl, siehe ad 43, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
72. „ Schwarz Cecil Ritter von, 21 Jahre alt, aus Neunkirchen in Niederösterreich, hat die Technik in Wien absolvirt.
73. „ Steyrer Herman, siehe ad 45, II. Jahrgang Vorcurs 1865.
74. „ Szokatski Karl, 23 Jahre alt, aus Paris in Frankreich, hat die Bergakademie in Freiberg absolvirt und

mit Min. Verord. vom 17. November 1865 Z. 48562 die für Ausländer vorgeschriebene Aufnahmsbewilligung erhalten.

75. Herr Walcher Wilhelm, siehe ad 39, 2. Jahrgang Vorcurs 1865.
76. „ Weidlich Franz, siehe ad 77 Bergcurs 1865.
77. „ Zwerina Theodor, siehe ad 79 Bergkurs 1865.

Aufgenommene Gäste:

78. Herr Benedetto Anton, aus Venedig, hat die Bergakademie in Schemnitz absolvirt.
79. „ Carstens Wilhelm, 24 Jahre alt, aus Drontheim in Norwegen, hat die montanistischen Studien an der Universität in Christiania absolvirt.
80. „ Deiters Adolf, 23 Jahre alt, aus Münster in Westphalen.
81. „ Gienanth Eugen von, 19 Jahre alt, aus Hochstein in der Rheinpfalz.
82. „ Gienanth Ludwig von, 20 Jahre alt, aus Hochstein in der Rheinpfalz.
83. „ Gragger Josef, aus Judenburg in Steiermark, hat den Bergcurs in Příbram gehört.
84. „ Haas Rudolf, 21 Jahre alt, siehe ad 41, 2. Jahrgang, Vorcurs 1865.
85. „ Pauly Julius, 22 Jahre alt, aus Stadtberge in Riegen.
86. „ Stachelhausen Ludwig von, siehe ad 75 im Bergkurse 1865.
87. „ Zöller Alfons, 21 Jahre alt, aus Oberhausen in der Eifel.

Im Studienjahre 1866 sind demnach aufgenommen worden:

Im I. Jahrgang Vorcurs:	14 ord. Cl.,	4 außerord Cl.,		zusammen	18
„ II. „ „	8 „	3 „		„	11
Im Bergcurse:	12 „	1 „		„	13
Im Hüttencurse:	21 „	14 „	10 Gäste	„	45
In allen Cursen zusammen:	55 „	22 „	10 „	„	87

Unter den 14 ordentlichen Eleven des 1. Jahrganges sind 3 absolvirte Juristen, 7 Oberrealschüler, 1 absolvirter Obergymnasiast und 3 Repetenten.

Von den 8 ordentlichen Eleven des 2. Jahrganges haben sämmtliche den 1. Jahrgang in Leoben gehört.

Von den 12 ordentlichen Eleven des Bergcurses haben 11 den Vorcurs in Leoben und 1 den in Schemnitz absolvirt und unter den 21 Hörern des Hüttencurses haben 20 den Bergcurs in Leoben und 1 den in Přibram absolvirt.

Unter den 22 außerordentlichen Hörern sind 17 In- und 5 Ausländer, zu den ersteren zählen meist solche, welche die vorgeschriebenen Vorstudien nicht vollständig besitzen oder solche, welche bloß eines der Fachjahre und zwar vornehmlich den Hüttencurs hören; von den letzteren haben einige den Vorcurs oder Bergcurs in Leoben, die anderen ihre Vorstudien an einer Oberrealschule oder Bergakademie zurückgelegt.

Unter den 10 Gästen sind 2 Inländer und 8 Ausländer, es sind dieß zumeist solche, welche ihre Vorstudien an Gewerbeschulen oder an technischen Anstalten, Universitäten und Bergakademien theilweise zurückgelegt haben.

Von den 55 ordentlichen Hörern genießen 18 ärarische Montanstipendien von jährlichen 210 fl. österr. Währ. und 2 ärarische Hofbuchhaltungsstipendien.

Der Nationalität nach entfallen von den 87 Eleven:

auf Steiermark	14
„ Böhmen	12
„ Kärnten	11
„ Oesterreich	8
„ Mähren	8
„ österr. Schlesien	5
„ Krain	4
„ Salzburg	4
„ Ungarn	4
„ Italien	2
„ Galizien	1
„ Kroatien	1
„ Baiern	4
„ Preußen	4

ferner auf Sachsen, Frankreich, Schweden, Norwegen und Nassau je einer.

Von den ordentlichen Eleven der Vorcurse haben 11 ordnungsmäßig absolvirt, 5 haben noch einzelne Prüfungen nachzutragen, 1 wurde zum Uibertritt in die Reihe der außerordentlichen und 1 auf Wiederholung des Jahrganges verwiesen; ferner sind 4 im Laufe des Jahres ausgetreten.

Van den 12 ordentlichen Eleven des Bergcurses haben 7 ordnungsmäßig absolvirt, während 5 einzelne Prüfungen nachzutragen haben.

Von den 21 ordentlichen immatriculirten Hütteneleven haben 17 ordnungsmäßig absolvirt, 3 haben einzelne Prüfungen noch nachzutragen und 1 ist noch im Laufe des Jahres wegen unterlassener Nachtragsprüfungen in die Reihe der außerordentlichen eingetreten.

Von den 22 außerordentlichen Hörern sind 6 im Verlaufe des Jahres ausgetreten. — Von den 10 Gästen hat blos 1 Prüfung aus der Eisenhüttenkunde und der Hüttenmaschinenlehre abgelegt.

Die mittlere Zahl der Absenzen beträgt:

a) bei den ordentlichen Hörern des

1. Jahrganges . . .	50
2. Jahrganges . . .	54
Bergcurses	20
Hüttencurses	21

b) bei den außerordentlichen Eleven des

1. Jahrganges . . .	66
2. Jahrganges . . .	31
Bergcurses	38
Hüttencurses	23

Der Unterricht sowohl im Vorcurse als in den beiden Fachjahren wurde nach dem allgemeinen Lehrplane für höhere Montanlehranstalten behandelt.

Praktische Verwendungen wurden in allen 4 Jahrgängen gehalten, und zwar im 1. Jahrgange, gleichlaufend mit dem Vortrage aus der praktischen Geometrie 2 oder 3 Nachmittage jede Woche kleinere Aufnahmen und Uibungen im Freien, und am Schlusse des Vortrages mit 2 Meßtischen eine größere Aufnahme in der

Zeit von 10 Tagen. Mit der Leitung dieser Arbeiten war der subst. Assistent Anton Arlt betraut.

Im 2. Jahrgange folgte nach Beendigung der Vorträge aus der Geognosie und Paläontologie eine 8tägige geognostische Excursion unter der Leitung des subst. Assistenten Albert Brunner; an derselben haben sämmtliche Eleven mit Ausnahme eines durch Krankheit verhinderten Theil genommen. Hiebei wurden die Punkte Bruck a./M., Mitterndorf, Veitsch, Neuberg, Mariazell, Hieflau, Eisenerz und Vordernberg berührt.

Im Bergcurse wurden die markscheiderischen Aufnahmen mit Schienzeug und Theodolithen in den Steinkohlengruben im Seegraben bei Leoben in zwei abgesonderten Partien durch 8 Tage vorgenommen — und in weiteren 10 Tagen mappirt. — Die bergmännische Hauptexcursion wurde innerhalb 4 Wochen vorgenommen unter der Leitung des k. k. Professors Albert Miller von Hauenfels, unterstützt von dem Assistenten Franz Tallatschek, erstreckte sich über Kapfenberg, Parschlug, Bohnkogl, Altenberg, Reichenau, Gloggnitz, Grünbach, Lichtenwerth, Neufeld, Wolfsegg, Thomasroith, Salzburg, Reichenhall, Traunstein, Ischl, Aussee, Lietzen, Kallwang, Eisenerz und Vordernberg.

Die hüttenmännische Hauptexcursion erfolgte in 2 Abtheilungen, die erste geführt vom Ministerialrathe Peter Ritter v. Tunner; besuchte die Werke: Neuberg, Mariazell, Eisenerz, Kallwang, Knittelfeld, Zeltweg, Lölling, Heft, Turrach, Buchscheiden, Eibiswald, Steieregg und Gratz. — Die zweite geführt vom Oberhüttenmeister Franz Kupelwieser, besuchte ebenfalls innerhalb 4 Wochen größtentheils dieselben Werke, aber in etwas veränderter Ordnung.

Die Ergebnisse der schriftlichen und mündlichen Prüfungen, welche für den 1. Semester vom 1. bis 10. März, und für den 2. Semester theilweise in den letzten Tagen des Monates Mai öffentlich abgehalten wurden, theilweise in Folge der Kriegsereignisse laut Min. Verordnung auf die Resultate der während des Semesters abgehaltenen Repetitorien beschränkt wurden, stellen sich mit Berücksichtigung der ordentlichen und außerordentlichen Hörer folgender Maßen heraus:

Benennung des Jahrganges	Anzahl der abzulegenden Prüfungen	davon wurden klassificirt als: ausgezeichnet		Sehrgut		sehrgut		Gut		gut		Ungenügend		Unterlassene Prüfungen	
		Anzahl	nach %	Anzahl	nach %	Anzahl	nach %	Anzahl	nach %	Anzahl	nach %	Anzahl	nach %	Anzahl	nach %
Im I. Jahrgange	104	10	9·6	21	20·2	18	12·5	28	26·9	17	16·4	3	2·9	12	11·5
Im II. Jahrgange	63	7	11·1	13	20 5	7	11·1	9	14·3	14	22·2	5	7·9	8	12·7
Im Bergcurse	143	3	2·1	15	10·5	28	19·4	43	30·0	31	21·7	.	. .	23	16·1
Im Hüttencurse...	305	6	2·0	31	10·2	49	16·1	89	32·1	99	32·4	8	2·6	14	4·6
Zusammen........	156	26	4·2	80	13·0	97	15·8	178	28·9	161	26·2	16	2·6	57	9·3

Vergleicht man das Ergebniß des Studienjahres 1866 mit jenem des vorausgegangenen Jahres, so stellt es sich folgend heraus:

	1866	1865
Ausgezeichnet und sehr gut	33·0%	38·2%
Gut	55·1	51·8%
Ungenügend	2·6	4·8
Unterlassene Prüfungen	9·3	5·0

Mit Schluß des Studienjahres 1866 verlassen die Leobner Bergakademie mit vollständigen Absolutorien 17 Berg- und Hütteneleven und zwar:

Herr Endres Franz mit 1275 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Tunner Karl Ritter von mit 1220 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Ehrenwerth Josef von, mit 1213 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Knafl Ferdinand, mit 1169 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Zinke Viktor, " 1157 " " " " "
" Fay Bela von, " 1077 " " " " "
" Moro Ferdinand, " 1073 " " " " "
" Wurzian Eugen Ritter von, mit 1069 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Mayer Viktor, mit 1051 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Tambor Ernst, " 1044 " " " " "
" Marx Josef, " 1018 " " " " "
" Schalscha Franz, " 975 " " " " "
" Tiefenthal Launsky von, mit 970 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Hecht Georg, mit 959 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Wurdinger Engelbert, mit 946 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Tobeitz Franz, mit 942 Punkten für die beiden Fachjahre.
" Schramm Gustav für den Hüttencurs allein mit 565 Punkten.

Drei ordentliche Eleven haben wegen rückständiger Prüfungen bisher keine Absolutorien erhalten. — Von den obigen 17 Eleven haben 5 um Aufnahme in den Staatsdienst angesucht, 2 sind berghauptmannschaftliche Conceptspraktikanten und 2 k. k. Montanhofbuchhaltungspraktikanten; die übrigen bewerben sich um montanistische Privatdienste.

Neue Verordnungen den Unterricht an der k. k. Bergakademie betreffend.

Mit Finanz-Minist. Verord. v. 19. Juli 1865, Z. $\frac{33726}{203}$ wird die Zweckmäßigkeit der Vereinigung der mineralogisch-geognostischen Lehrfächer in einer Person erkannt, jedoch die Nothwendigkeit der Systemisirung einer eigenen Professorstelle nicht zugegeben, indem sich für diesen Zweck leicht ein k. k. Bergexspectant finden lassen dürfte.

Gemäß Finanz-Ministerial-Verordnung v. 4. August 1865, Z. $\frac{37009}{217}$ ist die Eröffnung der zu errichtenden Berg- und Hüttenschule auf das Jahr 1867 zu verschieben.

Zu Folge Minist.-Verord. v. 23. August 1865, Z. 38752, kann die definitive Ernennung des subst. Docenten Karl Kellner dermalen nicht erfolgen.

Gemäß Finanz-Ministerial-Verordnung v. 31. August 1865, Z. 39713, hat der praktische Vorunterricht in den Fachcursen längstens 8—14 Tage zu dauern, daher entlegenere Excursionen zu vermeiden sind.

Mit Minist.-Verord. v. 16. October 1865, Z. 48503, wird eröffnet, daß das Handanlegen nicht als eine wesentliche Forderung des praktischen Vorunterrichtes zu betrachten sei, und daß letzterer nur auf den Besuch der in der nächsten Nähe befindlichen Hüttenwerke beschränkt sein soll.

Mit Minist.-Verord. v. 1. November 1865, Z. 47959, wird die Direction angewiesen, ihre Vorschläge betreffs der Zutheilung von Bergexspectanten längstens bis Mitte August jeden Jahres vorzulegen.

Mit Minister.-Verdrd. v. 15. März 1866, Z 10622, wird angeordnet, daß Prof. v. Miller die Vorträge über Markscheidekunst zu übernehmen habe und zugleich wird mit Verord. vom 2. April Z 14481 die Verfügung getroffen, daß die Vorträge über Geschäfts- und Verrechnungskunde in diesem Jahre dem Docenten des Hüttencurses F. Kupelwieser übertragen wurden.

Minist.-Verord. vom 6. August 1866, Z. 32014 verlautbart die Allerhöchste Entschließung Sr. k. k. apost. Majestät v. 5. Juli

1866, in Folge deren der zweijährige Vorcurs aufgehoben und der Personal- und Besoldungsstatus der Leobner Bergakademie gleich jener zu Přibram geregelt wird.

An der k. k. Bergakademie in Leoben im Jahre 1866 eingetretene Aenderungen im Lehrpersonale.

Zu Folge hohem k. k. Fin.-Minist.-Decrete vom 5. October 1865, Z. 43643, wird die an der k. k. Bergakademie systemisirte Assistentenstelle mit einem Gehalte von 630 fl. und 63 fl. Quartiergeld in der X. Diäten-Classe dem k. k. Exspectanten Rudolf Schöffel und die zweite mit einem Gehalte von 525 fl. und einem Quartiergelde von 52 fl. 50 kr. in der X. Diäten-Classe dem Exspectanten Franz Tallatschek verliehen.

Zur Versehung der für den prov. Vorcurs systemisirten Assistentenstellen werden die k. k. Bergexpectanten Adolf Marischler und Albert Brunner mit Bezug eines Taggeldes von 1 fl. 50 kr. und einer Zulage von 50 kr. täglich bestimmt.

Unter einem hat der bisher zur Versehung der Assistentenstelle im Bergcurse in Verwendung gewesene Bergexspectant Gottfried Bacher auf seine frühere Dienstesstation Aranyidka zurückzukehren.

Mit Minist.-Verord. vom 20. October 1865, Z. 49818, wird der k. k. Bergpraktikant Anton Arlt, bisher bei dem Verwesamte in Jenbach bedienstet, der k. k. Bergakademie-Direction zur Dienstleistung im Vorcurse zugewiesen.

Mit Ministerial-Verord. vom 21. Jänner 1866 wurde dem Kanzlei-Gehilfen Filipp Kofler der Wochenlohn von 7 fl. 50 kr. auf 8 fl. 50 kr. erhöht.

Mit Minist.-Verord. vom 31. Jänner 1866 wurde der Bergwesenspraktikant Anton Arlt zum Exspectanten mit einem Taggelde von 1 fl. 25 kr. ernannt.

Mit Minist.-Verord. vom 19. August 1866, Z. 36380, wird die Allerhöchste Entschließung Seiner k. k. apost. Majestät vom 9. August d. J. bekannt gegeben, laut welcher Professor Robert Richter zum Professor der Chemie und Physik an der Bergakademie in Schemnitz, der Oberhüttenmeister Franz Kupelwieser zum Professor der Probir- und Hüttenkunde an der Leobner Bergakademie ernannt wurde.

Mit Minist. Verord. vom 6. August 1866, Z. 32014, wird angeordnet, daß der Assistent und supplirende Docent C. Hellmer zum Abgehen an seinen früheren Dienstesposten an der Schemnitzer Bergakademie anzuweisen ist. Desgleichen wird angeordnet, daß die Aushilfsassistenten des Vorcurses, nähmlich die Exspectanten Adolf Marischler, Albert Brunner und Anton Arlt sich wieder auf ihre vorigen Stationsorte, beziehungsweise nach Přibram, Schemnitz und Hall zu begeben haben.

Mit Minist.-Verord. vom 30. September d. J., Z. 40937, wurde der bisher in Schemnitz in Verwendung gestandene Exspektant Emil Hermann, der k. k. Bergakademie zu Leoben als Aushilfsassistent des Professors der Berg- und Hüttenmaschinenlehre und Baukunst für das Schuljahr 1866—7 zugewiesen; derselbe erhält nebst seinem Taggelde von 1 fl. 50 kr. für die Dauer dieser Dienstleistung eine Zulage von 50 kr. täglich.

Laut Minist.-Verord. vom 10. October 1866, Z. 44815, wurde mit Allerhöchster Entschließung Sr. k. k. apost. Majestät der Professor der Berg- und Hüttenmaschinenlehre und Baukunst an der k. k. Bergakademie zu Přibram, Julius Ritter von Hauer, zum Professor für die gleichen Lehrgegenstände an der Leobner Bergakademie ernannt.

K. k. Berg- und Forstakademie zu Schemnitz
im Studienjahre 1865/66.

Die Zahl der an der Akademie Studirenden betrug im Jahre 1865/66

I. Bergzöglinge.

A. Ordentliche Bergzöglinge.

a)	Im bergmännischen Vorbereitungscurse		
	im 1. Jahrgange	35	
	im 2. „	32	67
b)	Im bergmännischen Fachcurse		
	im 1. Jahrgange	27	
	im 2. „	15	42
	Zusammen . . .		109
B)	Außerordentliche Bergzöglinge . .		3
	Zusammen Bergzöglinge . .		112

II. Forstzöglinge.

C. Ordentliche Forstzöglinge.

a) Im forstmännischen Vorbereitungsjahrgange im 1. forstakademischen Jahrgange . .	20	
b) Im forstmännischen Fachcurse im 2. forstakademischen Jahrgange .	36	56
D) Außerordentlichen Forstzöglinge . . .		6
Zusammen Forstzöglinge . .		62
Zusammen Berg- und Forstzöglinge . .		174

Hievon entfallen der Nationalität nach

auf Oesterreich	8
„ Salzburg	1
„ Steiermark	1
„ Böhmen	31
„ Oest. Schlesien . . .	5
„ Galizien	18
„ Ungarn	83
„ Siebenbürgen . . .	9
„ Banat	1
„ Italien	1
„ Kärnthen	3
„ Mähren	12
„ Preußisch Schlesien .	1
Zusammen . .	174

Von diesen sind während des Studienjahres 1865—66 abgegangen 4.

Wegen schlechter Fortschrittte in den Sudien wurden von der Akademie entlassen 5.

Mit Staatsstipendien zu 210 fl. Ö. W. waren betheilt 51 akademische Zöglinge, u. z.

mit bergakademischen Stipendien . .	36
„ Forststipendien	12
„ Montan - Hofbuchhaltungsstipendien	3
Zusammen . . .	51

Die Zahl sämmtlicher im Studienjahre 1865—66 abgelegten Prüfungen mit Inbegriff der Classen aus dem Unterrichte im

Zeichnen beträgt 1145 und es ergaben sich dabei nachstehende Fortgangsclassen:

Ausgezeichnet	147
Sehr gut	412
Gut	569
Ungenügend	16
Schlecht	1
Zusammen . . .	1145

Im Fleiße so wie in Sitten ergab sich keine schlechte Classe.

Im Jahre 1865—66 haben absolvirt:

Ordentliche Bergzöglinge	15
" Forstzöglinge	34
Zusammen . .	49

Darunter 19 stipendirte.

Die Zahl der Bergzöglinge betrug in diesem Studienjahre gegen das vorige um 12, die der Forstzöglinge gleichfalls um 4 weniger.

K. k. Bergakademie zu Přibram.

In dem Unterrichtsjahre 1865—66 wurden in die beiden Fachcurse des Berg- und Hüttenwesens Zöglinge aufgenommen.

In dem Bergcurs.

a) Ordentliche Zöglinge (Bergeleven, Bergakademiker).

1. Herr Freyn Rudolf aus Prag, 20 Jahre alt, hat die Vorstudien theils am Prager Polytechnikum, theils an der Bergakademie zu Leoben gehört. Stipendirt.
2. " Held Franz aus Abertham in Böhmen, 32 Jahre alt, hat den Vorcurs in Schemnitz absolvirt. Stipendirt.
3. " Horny Karl aus Feldsberg in Niederösterreich, 22 Jahre alt, hat den Vorcurs in Leoben absolvirt. Stipendirt.
4. " Löbl Johann aus Chlumetz in Böhmen, 21 Jahre alt, hat den Vorcurs in Schemnitz gehört.
5. " Machačka Wenzel aus Oulibitz in Böhmen, 21 Jahre alt, hat den Vorcurs in Schemnitz absolvirt.

6. Herr Mirtl Karl aus Prag, 22 Jahre alt, hat die Vorstudien theis am Polytechnikum in Prag, theils an der Bergakademie in Schemnitz gehört. Stipendirt.
7. „ Mixa Alois aus Přibram, 20 Jahre alt, hat den Vorcurs an der Bergakademie zn Schemnitz absolvirt. Stipendirt.
8. „ Sykora Josef aus Radnic in Böhmen, 22 Jahre alt, hat den Vorcurs in Schemnitz absolvirt.
9. „ Ullrich Josef aus Reichenberg in Böhmen, 20 Jahre alt, hat den Vorcurs in Schemnitz absolvirt.

b) Außerordentliche Zöglinge.

0 „ Bukowski Sigmund aus Biala in Galizien, 24 Jahre alt, hat die Vorstudien theilweise am Wiener Polytechnikum und an der Bergakademie in Schemnitz gehört.
1. „ Fritsch Aug. Michael aus Schlaggenwald in Böhmen, 19 Jahre alt, hat die Oberrealschule in Prag absolvirt.
2. „ Horlivy Ernest, siehe ad 24 im Bergcurse 1865, Jahrb. Bd. XV.
3. „ Jonasch Josef aus Chotiebor in Böhmen, 21 Jahre alt, hat den Vorcurs theilweise in Schemnitz gehört.
4. „ Kremer Richard aus Kunowitz in Böhmen, 25 Jahre alt, hat einen Theil der Vorstudien in Schemnitz gehört.
5. „ Paleček Heinrich aus Neu-Kolin in Böhmen, 20 Jahre alt, hat die Vorstudien am Polytechnikum in Prag eingeholt.
6. „ Pohl August aus Polnisch Ostrau in k. k. Schlesien, 21 Jahre alt, hat die Vorstudien theilweise am Prager Polytechnikum gehört.
7. „ Rohm Karl aus Joachimsthal in Böhmen, 21 Jahre alt, hat die Vorstudien zum größeren Theile in Schemnitz eingeholt.
8. „ Stürzer August aus Gratz in Steiermark, 20 Jahre alt, hat den Vorcurs in Leoben gehört.
9. „ Wesely Raimund aus Sloup in Mähren, 23 Jahre alt, hat einen Theil des Vorcurses in Schemnitz gehört.

In den Hüttencurs wurden aufgenommen:

a) Ordentliche Zöglinge (Bergeleven, Bergakademiker).

20. Herr Brunnberg Karl von, siehe ad 2 im Bergcurse 1865 Jahrb., Bd. XV. Stipendirt.
21. „ Doleček Eduard, siehe ad 3 in Bgc. 1865 Jahrbuch, Bd. XV. Stipendirt.
22. „ Douscha Josef, siehe ad 4 im Bgc. 1865. Jahrb., Bd. XV. Hofbuchhaltungspraktikant. Stipendirt.
23. „ Geiser Marzel, siehe ad 5 im Bgc. 1865. Jahrb., Bd. XV. Stipendirt.
24. „ Hofmeister Wenzel, siehe ad 7 im Bgc. 1865. Jahrb., Bd. XV. Stipendirt.
25. „ Jäckel Josef, siehe ad 8 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Stipendirt.
26. „ Jarolimek Ludwig, siehe ad 9 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Hofbuchhaltungspraktikant. Stipendirt.
27. „ Jelinek Ernest, siehe ad 10 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Stipendirt.
28. „ Jelinek Wilhelm, siehe ad 11 im Bergc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
29. „ Langer Rudolf, siehe ad 12 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Stipendirt.
30 „ Lipner Johann, siehe ad 13 im Bgc 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Hofbuchhaltungspraktikant. Stipendirt.
31. „ Němec Josef, siehe ad 14 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
32. „ Poliwka Wenzel, siehe ad 15 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Stipendirt.
33. „ Pokorny Wenzel, siehe ad 16 im Bgc. 1865. Jahrb., Bd. XV. Stipendirt.
34. „ Prokop Emanuel, siehe ad 26 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
35. „ Reyt von Baumgarten Karl, siehe ad 17 im Bgc. 1865. Jahrb., Bd. XV. Stipendirt.
36. „ Scholz Adolf, siehe ad 18 im Bgc. 1865. Jahrbuch, XV. Stipendirt.

37. Herr Smetana Franz, siehe ad 20 im Bgc. 1865. Jahrbuch, Bd. XV. Hofbuchhaltungspraktikant. Stipendirt.
38. „ Windsteiger Miloslaw, siehe ad 21 im Bergcurse 1865. Jahrbuch, Bd. XV.

b) Außerordentliche Zöglinge des Hüttenkurses.

39. Herr Borbély von Köveskála, siehe ad 22 im Bergcurse 1865. Jahrb. Bd. XV.
40. „ Frenzl Robert aus Zlatna in Galizien, 23 Jahre alt, absolvirte den Vorcurs und theilweise den Berg- und Hüttencurs in Schemnitz.
41. „ Holleček Karl aus Kunstadt in Mähren, 23 Jahre alt, hörte den Vorcurs und den Bergcurs in Leoben.
42. „ Kapitain Theodor, siehe ad 25 im Bergcurse 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
43. „ Sadilek Josef, siehe ad 27 im Bergcurse 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
44. „ Schmolik Franz, siehe ad 28 im Bergcurse 1865. Jahrbuch, Bd. XV.
45. „ Sternberger Otto, siehe ad 29 im Bergcurse 1865. Jahrbuch, Bd. XV.

Außer den benannten immatriculirten ordentlichen und außerordentlichen Zöglingen war die Bergakademie auch noch von zwei Gästen besucht, dem Herrn Adalbert Fritsch, Privatbergbeamten aus Přibram und Herrn Karl Urban, Privatbergbeamten aus Unhošcht in Böhmen, welche sämmtliche Gegenstände des Bergcurses hörten.

Besucht wurde sonach die Bergakademie im Unterrichtsjahre 1865—66, im Hüttencurse von

ordentlichen Zöglingen . .	19	
außerordentlichen Zöglingen .	7	26

Im Bergcurse von

ordentlichen Zöglingen . .	9	
außerordentlichen Zöglingen .	10	19
zusammen von .		45

immatriculirten Zöglingen und von 2 Gästen. Im Laufe des Lehrjahres sind 2 Zöglinge mit Tod abgegangen: Herr Sternber-

ger Otto aus dem Hüttencurse und Franz Held aus dem Bergcurse.

Die über die verschiedenen Lehrgegenstände des Berg- und Hüttenwesens gehaltenen Vorträge nahmen Unterrichtszeit in Anspruch:

Im Bergcurse.

	Lehrstunden
Die Lehre der besonderen Lagerstätten nutzbarer Mineralien, vorgetragen vom Herrn Oberbergrath und Director Johann Grimm	17
Bergbaukunde vom Hrn. k. k. Professor des Bergwesens Augustin Beer, vorgetragen	199
Markscheidekunde von demselben	90
Aufbereitungslehre von demselben . . .	23
Bergmaschinenlehre, vorgetragen vom Herrn k. k. Professor des Maschinen- und Bauwesens Julius v. Hauer	99
Baukunst von demselben	63
Bergrecht vom Herrn Director Grimm . . .	18

Außerordentliche Vorträge wurden gehalten über Geognosie und Versteinerungskunde vom Herr Director Johann Grimm in 45 Lehrstunden.

Bergrecht und Geognosie wurden in den Abendstunden gelesen, während zu den übrigen Lehrgegenständen an jedem Wochentage die Vormittage je zu 3 Stunden verwendet wurden.

Den Vorträgen voraus und in der Regel gleichlaufend mit denselben wurden unter der Leitung des subst. Assistenten des Bergwesens Herrn Johann Neuber und des subst. Assistenten des Maschinen- und Bauwesens Herrn Julius v. Lehotzky wöchentlich 2-mal in den Nachmittagstunden Grubenbefahrungen, Grubenarbeiten, Gruben- und Tagesvermessungen mit dem sächsischen Schienzeuge, Theodolithen und Nivellirinstrumenten, dann Werksmanipulations- und Maschinenbesichtigungen vorgenommen, und wurden wöchentlich 3 Nachmittage den praktischen Uibungen in der Markscheiderei und im Zeichnensaale der Grubenmappirung, dem Zeichnen und Entwerfen von Baugegenständen gewidmet. Derlei Befahrungen, Vermessungen und Besichtigungen fanden Stat 55mal u. z. 47mal fürs Gruben-Markscheid- und Aufbereitungswesen, und 8mal fürs Bergmaschinenwesen.

Nach Schluß sämmtlicher Vorträge im Bergcurse wurde mit
en Bergcurszöglingen unter Führung des Herrn k. k. Professors
ugustin Beer in Begleitung des subst. Assistenten fürs Maschinen-
nd Bauwesen Herr Julius von Lehotzky eine bergmännische Ex-
ursion in die Bergbaue Böhmens unternommen, die aber wegen
er plötzlich eingetretenen kriegerischen Ereignisse unterbrochen wer-
en mußte und blos 4 Tage dauerte. Es wurden blos die Stein-
ohlenbergbaue bei Břas und Wranowek nächst Radnic berührt.

Im Hüttencurse

urden Vorträge gehalten und hiezu Unterrichtszeit in Anspruch
enommen:

	Lehrstunden
Uiber allgemeine Hüttenkunde, vorgetragen vom Herrn k. k. Professor des Hütten- und Probirwesens Wen- l Mrázek in	170
Uiber specielle Eisenhüttenkunde von demsel- en in	82
Uiber specielle Hüttenkunde der übrigen Me- alle und über Salzhüttenkunde von demselben in	65
Uiber Probirkunde von demselben in	62
Uiber Hüttenmaschinenlehre, vorgetragen vom k. k. rofessor Herrn Julius von Hauer in	54
Uiber Verrechnungskunde vorgetragen vom Do- nten Herrn Bergrath Bernhard Czerkauer, einschließlich r Uibungen im Buchführen in	60
Uiber Grundzüge der Forstkunde vom Director ohann Grimm in	24
Uiber Geschäftskunde von demselben in	19

Die Vorträge wurden ebenfalls an jedem Wochentage früh je
urch 3 Stunden gehalten.

Vor Beginn der Vorträge und größeren Theils im Laufe
erselben wurden unter Leitung des Assistenten der Lehrkanzel des
ütten- und Probirwesens Herrn Karl Balling belehrende Excur-
onen zu dem Eisenhüttenwerke Obecnic und zu der Přibramer
lei- und Silberhütte unternommen, wozu 8 ganze und 3 halbe
age verwendet wurden. Die praktischen Uibungen und Arbeiten
n Probirgaden und chemischen Laboratorium der Bergakademie

fanden unter der Leitung des Professors und des Assistenten fortwährend gleichlaufend mit den Vorträgen in den Nachmittagstunden Statt, u. z. wöchentlich 10—17 Stunden nach Maßgabe der vorgenommenen Arbeiten und Versuche, an welche sich die Zöglinge khürenweise abwechselnd betheiligten. Von der zweiten Hälfte October an bis Anfang Februar übten sich die Hüttencurszöglinge unter Leitung des Herrn Assistenten v. Lehotzky ebenfalls khürenweise im Entwerfen von Bergmaschinen und von der zweiten Hälfte März bis Anfangs Juni im Entwerfen von Hüttenmaschinen. Weiters wurden an 3 Nachmittagen die verschiedenen Maschinen bei der Přibramer Hütte und beim Obecnicer Eisenwerke besichtigt.

Vor Schluß sämmtlicher Vorträge aus der speciellen Metallhüttenkunde wurde mit den Hüttencurszöglingen in zwei Abtheilungen eine hüttenmännische Unterrichtsreise zu mehreren Eisenhüttenwerken Böhmens unternommen, welche 15 Tage dauerte. Die eine Abtheilung Zöglinge machte die Excursion unter Führung des Herrn Professors Wenzel Mrázek, die andere unter Führung des Herrn Professors Jul. v. Hauer in Begleitung des Herrn Assistenten Balling. Berührt wurden die Eisenwerke Komorau, Straschnitz, Dobřiw, Holloubkau, die Koksanstalten bei Miröschau, dann die Eisenwerke Nürschan, Wilkischen, Althütte, Neuhütte und Karlshütte bei Beraun, dann die Koksanstalten und Eisenhohofen bei Kladno.

Auf den Unterricht im Hüttencurse, so wie auf die Ablegung der Jahres-Prüfungen und auf den Jahresschluß übten die gegen Ende des Monats Juni plötzlich eingetretenen Kriegsereignisse theilweise einen störenden Einfluß. Man war genöthigt, das Studienjahr früher als gewöhnlich, und zwar schon am 5. Juli 1866 vorläufig zu schließen, und einen Theil der noch rückständigen Vorträge aus der speciellen Metallhüttenkunde erst in der zweiten Hälfte des Monats September vollenden zu lassen. Die Schlußprüfungen über mehrere Gegenstände des Berg- und Hüttenwesens konnten erst nach den Jahresferien im Monate October 1866 abgehalten werden.

Wenn auch diese im 2. Halbjahre eingetretenen politischen und kriegerischen Ereignisse wie auch herrschende Krankheiten, Typhus und Cholera, auf den Fleiß der Zöglinge störend einwirkten, so waren die Ausfälle sowohl der mit Schluß des ersten Halbjahres

abgelegten als auch der im October abgehaltenen Schlußprüfungen im Allgemeinen doch günstig und befriedigend, und kann über den an Tag gelegten Fleiß, das sittliche Betragen und sonstige Verhalten der Zöglinge in den bewegten Zeiten die Anerkennung nicht vorenthalten werden.

Von den absolvirten Zöglingen des Hüttencurses sind 13 ordentliche Zöglinge um Aufnahme als Praktikanten in den montanistischen Staatsdienst eingeschritten, und hievon 5 aufgenommen worden, namentlich die Herren Geiser Marcell, Langer Rudolf, Pokorny Wenzel, Polivka Wenzel und Reyt Karl v. Baumgarten. Die absolvirten ordentlichen Zöglinge und Montanhofbuchhaltungspraktikanten Herren Douscha Josef, Jarolimek Ludwig, Lipner Johann und Smetana Franz sind zur Dienstleistung bei der k. k. Cameral-Haupt- und Bergwesenshofbuchhaltung einberufen worden; von welchen aber der Erstbenannte nach seinem Abgange von der Bergakademie gestorben.

An der k. k. Bergakademie zu Přibram im Unterrichtsjahre 1865—66 bestandenes Lehrpersonal.

Director: Herr Johann Grimm, k. k. Oberbergrath, zugleich Director der k. k. Bergschule.

Professor der Bergbaukunde, Aufbereitungslehre und Markscheidekunde Herr Augustin Beer.

Professor der Hütten- und Probirkunde Herr Wenzel Mrázek.

Professor der Berg- und Hüttenmaschinenlehre und Baukunst Herr Julius v. Hauer.

Docent der Verrechnungskunde Herr Bernhard Czerkauer, k. k. Bergrath und Referent beim Přibramer k. k. Bergoberamte.

Assistent der Bergwesenslehrkanzel, Herr Johann Schubert (versieht die Bergschullehrerstelle). Mit der Versehung des Assistentendienstes auch für das Lehrjahr 1865—1866 war der k. k. Bergwesens-Exspektant Herr Josef Neuber betraut.

Assistent der Hüttenwesenslehrkanzel, Herr Karl Balling.

Aushilfsassistent für die Lehrkanzel des Maschinen- und Bauwesens noch für das Lehrjahr 1865—1866 Herr Julius von Lehotzky, k. k. Bergwesensexspektant.

Neuere, die Bergakademie, den Unterricht und das Lehrpersonale an derselben betreffende Verordnungen und Aenderungen.

Mit Finanzmin. Erlaß vom 6. September 1865, Z. 40317, wurde die allerhöchste Entschließung Seiner k. k. apostol. Majestät vom 19. August 1865 verlautbart, wornach die Benennung der Montanlehranstalt künftighin als Bergakademie, und die Errichtung einer eigenen Lehrkanzel für das Maschinen- und Bauwesen genehmigt wird, und die supplirend. Herren Professoren Augustin Beer, Wenzel Mrázek und Julius v. Hauer definitiv ernannt werden.

Mit Finanzministerialerlaß vom 18. December 1865, Zahl 58577 wurde die Dozentur der Verrechnungskunde dem Herrn Bergrathe beim Přibramer Bergoberamte Bernhard Czerkauer übertragen.

Mit Finanzministerialerlaß vom 6. August 1866, Z. 32014, wird der von Sr. k. k. apost. Majestät mit allerhöchster Entschließung vom 5. Juli 1866 genehmigte Personal- und Besoldungsstatus der Přibramer Bergakademie eröffnet.

Gemäß des Finanzminist. Erlasses vom 3. September 1866, Z. 37295, hat es von der Bestellung eines besonderen Prüfungscommissärs abzukommen und sollen die Prüfungen in Gegenwart des Directors, des Prüfenden und eines anderen Professors abgehalten werden.

Mit Finanzminist.-Erlaß vom 30. September 1866, Z. 37154, wird der k. k. Bergwesensexpectant Julius von Lehotzky auch für das Jahr 1867 als Aushilfsassistent belassen, der selbstständige Assistent der Bergwesenslehrkanzel Josef Neuber dem k. k. Bergoberamte Přibram wieder als Exspectant zugetheilt, und an seine Stelle als selbstständiger Assistent der Bergwesens-Exspectant Adolf Hamersky für das Lehrjahr 1867 mit dem Bezuge eines Taggeldes von 1 fl. 50 kr. und einer Zulage von 50 kr. ernannt.

Mit Finanz-Minist.-Erlaß vom 10. October 1866, Z. 44815, wird eröffnet die mit Allerhöchster Entschließung Sr. k. k. apost. Majestät erfolgte Uibersetzung des Professors Julius von Hauer in gleicher Eigenschaft an die Leobner Bergakademie, und die Ernennung des Radwerksverwesers zu Vordernberg, Friedrich Arzberger zum Professor des Maschinen- und Bauwesens in Přibram.

Mit Finanzminist.-Erlaß vom 16. October 1866, Z. 49045, wird für die Abhaltung einer Aufnahmsprüfung dieselbe Taxe von 20 fl., welche Gäste und Fremde für die Ablegung von außerordentlichen Prüfungen zu entrichten haben, festgesetzt.

K. k. Bergschule zu Přibram

behufs Ausbildung von Bergarbeitern zu Steigern, Huthleuten und Grubenaufsehern im Unterrichtsjahre 1865—66.

Im Unterrichtsjahre 1865—66 sind der neueren Bestimmung zu Folge (siehe Jahrbuch, Bd. XV., Seite 369) keine Bergschüler neu aufgenommen worden, und wurde blos der II Jahrgang der Bergschule gelernt.

Gegenstände des Unterrichtes waren, und wurden hiezu Lehrstunden verwendet.

Im 1ten Halbjahre:

Geognosie und Lehre der besonderen Lagerstätten nutzbarer Mineralien. Verwendet zum Vortrage 46 Lehrstnnden.
zur Wiederholung 14 „
60 Lehrstunden.

Markscheidekunde.
Zum Vortrage 58 „
Auf Wiederholung und Uibungen 27 „
85 Lehrstunden.

Schriftliche Aufsätze 14 „
Zeichnen von Maschinen und Baugegenständen 46 „

Im 2ten Halbjahre:

Bergbaukunde zum Vortrage 130 „
Auf Wiederholung 23 „
153 Lehrstunden.

Erklärung des Berggesetzes 10 „
Grubenrechnungsführung 8 „
Schriftliche Aufsätze 12 „
Zeichnen von Maschinen und Baugegenständen 50 „

Gleichzeitig mit den Vorträgen und unmittelbar denselben sich anschließend wurden unter der Leitung des Lehrers 20mal Uibun-

gen und Vermessungen im Hörsaale, in der Grube und im Markscheidezimmer, dann 12mal Manipulations- und Werksbesichtigungen vorgenommen, und wurde jede Woche auch einmal zur Grubenzimmrung und Grubenmauerung gefahren. Geognostisch-bergmännische Ausflüge in die Umgebung von Přibram wurden 3 gemacht.

Nach geschlossenen Vorträgen der Bergbaukunde wurde vor Abhaltung der Schlußprüfung, nachdem der Kriegssturm sich legte, unter Leitung des Bergschullehrers mit einer Anzahl absolvirter Bergschüler gleichsam als Nachunterricht ein bergmännischer Ausflug zu den Steinkohlenwerken der Umgebung von Pilsen, Radnitz und Kladno unternommen, der im Ganzen 14 Tage dauerte.

Sämmtliche Vorträge wurden in deutscher Sprache gehalten.

Besucht wurde die Bergschule in diesem 2ten Jahrgange zusammen von 31 Bergschülern, welche im Jahre 1864—65 den 1ten Bergschuljahrgang hier hörten.

Im Laufe des Lehrjahres ist ein Bergschüler gestorben, und wurden 3 zum k. k. Militär abgestellt, so daß im Ganzen 27 Bergschüler wirklich absolvirten.

Unter den 31 Bergarbeitern und Bergschülern waren

	14 Aerarialbergarbeiter,
	17 Privatbergarbeiter.
Ferner reine Deutsche	7
und beider Landessprachen mächtig	24

Bezüglich ihres Geburtslandes stammten von denselben

aus Böhmen . . .	22
„ Mähren . . .	6
„ k. k. Schlesien .	2
„ Steiermark . .	1
	31

Ohngeachtet auf den Fleiß der Bergschüler die Kriegsereignisse ebenfalls störend einwirkten, waren die Unterrichtserfolge im Ganzen doch befriedigend.

Als die drei vorzüglichsten der im J. 1865—6 absolvirten Bergschürer können namentlich angeführt werden: Witt Josef, Privatbergarbeiter aus Nieder-Rybnik in Böhmen, Langer Ferdinand, Aerarialbergarbeiter aus Přibram und Rauch Anton aus Bernsdorf in Böhmen. Sie wurden jeder mit einem in Holz gefaßten Handcompasse als Prämium betheilt.

Lehrpersonale der Přibramer Bergschule.

Director: Herr Johann Grimm. Siehe Seite 443.

Bergschullehrer: Mit der Versehung der Bergschullehrerstelle war noch fortwährend der Assistent der Bergwesenslehrkanzel an der Přibramer Bergakademie Herr Schubert Johann berautt. Siehe Seite 443.

K. k. prov. Bergschule zu Wieliczka,

zur Ausbildung von Bergarbeitern zu Steigern, Hutleuten und Grubenaufsehern für das Studienjahr 1865—66.

Der Unterricht an der k. k. Bergschule zu Wieliczka hat im Monate October 1865 begonnen und wurde mit Würdigung des Umstandes, daß mehrere der Bergschüler bei dem ausgebrochenen Kriege theils freiwillig zum Kriegsdienste sich melden, theils bei der mit Ende des Monates Juli festgesetzten 2. Rekrutirung der Militärpflicht Genüge leisten werden, ausnahmsweise schon Mitte Juli 1866 geschlossen. Der vorgeschriebene Umfang des Lehrstoffes wurde durch Verdoppelung der Vortragsstunden vollständig erschöpft, und durch den vorzeitigen Schluß der Vorträge dem Unterrichte selbst kein Eintrag gethan.

Nachdem das hohe k. k. Finanzministerium laut des herabgelangten Dekretes vom 11. September 1865, Z. 38706, zu bestimmen geruhte, daß hinkünftig die Unterrichtsertheilung sich abwechselnd auf Eines der beiden Fachjahre zu beschränken habe, daß aber jedes zweite Jahr u. z. gleichzeitig mit dem Beginne des Unterrichtes im 2. Fachjahrgange ein Vorbereitungsjahrgang zu eröffnen sei: so wurde im Schuljahre 1865 — 1866 der Unterricht im Vorbereitungs-Jahrgange sistirt und fand keine Aufnahme in denselben statt. Um jedoch denjenigen Zöglingen, welche mit Schluß des Schuljahres 1864—1865 den Vorbereitungsjahrgang mit gutem Erfolge absolvirt haben, die Fortsetzung ihrer Studuen zu ermöglichen, wurde ausnahmsweise gestattet, daß der Unterricht im Schuljahre 1865—1866 in den beiden Fachjahrgängen gleichzeitig ertheilt werde und neu anmeldende Schüler, welche die gehörige

Vorbereitung nachweisen, in den ersten Fachjahrgang aufgenommen werden dürfen.

Die Zahl der Bergschüler betrug:

Im 2. Jahrgange	4	Aerarialbergarbeiter
	4	Privatbergarbeiter
Zusammen	8.	
Im 1. Jahrgange	6	Aerarialbergarbeiter
	2	Privatbergarbeiter
Zusammen	8.	

Die Bergschule war sohin im Beginne des Lehrjahres im Ganzen von 16 Bergschülern besucht. Im Laufe des Schuljahres rückte 1 Bergschüler zum Militärdienste ein, der Bergschüler Kraus Franz, Aerarialbergarbeiter von Joachimsthal, trat freiwillig beim Ausbruche des Krieges kurz vor dem Schlusse des Unterrichtes in die k. k. Armee ein, nachdem derselbe sich den vorgeschriebenen Semestralprüfungen mit günstigem Erfolge unterzogen hatte, und ihm das legale Austrittszeugniß ausgefolgt werden konnte, — und 1 Schüler trat freiwillig aus.

Es wurde demnach das Lehrjahr von 13 Bergschülern ordnungsmäßig beendigt, und zwar von 7 Aerarialbergarbeitern und 6 Privatbergarbeitern, es entfallen daher auf die Gesammtzahl der Schüler auf den Stand der Aerarialbergarbeiter 54 %, auf jenen der Privatbergarbeiter 46 %.

Von den 16 Bergschülern, welche die Bergschule besuchten, entfallen in Bezug auf das Geburtsland:

Auf Galizien	11
„ Mähren	—
„ Schlesien . . .	1
„ Kärnten	1
„ Steiermark . . .	1
„ Böhmen . . .	1
„ Erzherz. Österreich	1
Zusammen	16

Die Direction der Bergschule blieb wie in den früheren Jahren mit der k. k. Berg- und Salinen-Direction zu Wieliczka ververeinigt. Der Unterricht wurde wie bisher durch Beamte aus dem Stande der k. k. Berg-Inspection zu Wieliczka in nachstehender Weise besorgt:

Im 2. Jahrgange wurde im Wintersemester die Bergbaukunde und das Wichtigste des Berglehenswesens, dann die Markscheidekunst von dem k. k. Markscheider Franz Müller und während seiner 6wöchentlichen Dienstesabwesenheit von dem k. k. subst. Markscheidsadjuncten Franz Ruß gelehrt. Im 2. Semester hat nach erfolgter Ernennung des k. k. Markscheiders Franz Müller zum k. k. Bergrathe und Bergverwalter in Bochnia der von der k. k. geol. Reichsanstalt zu Wien abberufene k. k. Markscheids-Adjunct Adolf Ott den Unterricht in diesen Fächern suppletorisch, nach seiner mittlerweile erfolgten Ernennung zum k. k. Markscheider definitiv übernommen. Den Unterricht im Situationszeichnen und der Anfertigung der Grubenpläne besorgte der k. k. subst. Markscheids-Adjunkt Franz Ruß, jenen in der Geologie der k. k. subst. Schichtmeisters-Adjunct Stanislaus von Strzelecki, und jenen im Kanzleistyl der k. k. Bergprotokollist Anton Piero. Die Verwendung der Lehrstunden ist aus nachstehender Zusammenstellung ersichtlich:

	Bergbaukunde	Berglehenswesen	Markscheidekunst	Geologie	Styl	Zeichnen von Situations- u. Grubenplänen	Zusammen
Zum Unterricht . .	130	12	55	62	20	82	361
Zur Wiederholung u. Uebung	24	—	48	20	21	—	113
Zusammen . .	154	12	103	82	41	82	474

Im 1. Jahrgange ertheilte den Unterricht in der Mathematik und Geometrie der k. k. substit. Schichtmeisters-Adjunct Heinrich Zwirner und nach dessen Anfangs des Monats Mai zur k. k. Bergverwaltung nach Bochnia erfolgter Uiberſetzung, der k. k. Berg-Praktikant Heinrich Schrott — jenen in der Physik und Mineralogie der substituirt. Schichtmeisters-Adjunct Stanislaus von Strzelecki — während den Unterricht im Zeichnen der k. k. subst. Markscheids-Adjunct Franz Ruß und in den schriftlichen Aufsätzen der k. k. Bergprotokollist Anton Piero besorgten.

Die Verwendung der Lehrstunden fand in folgender Weise Statt:

	Mathematik u. Geometrie	Physik	Mineralogie	Styl	Bau- und Maschinenzeichnen	Zusammen
Zum Unterrichte . , . .	74	69	62	20	88	313
Zur Wiederholung u. Uebung	18	27	30	21	—	96
Zusammen . . .	92	96	92	41	88	409

Die Bergschüler mußten täglich ihre Grubenschichten zur Erwerbung ihres Lohnes Vormittags verfahren, und Nachmittags den Unterricht besuchen. Außerdem wurden mehrere hiezu befähigte Schüler zur weiteren praktischen Ausbildung im Kanzleifache, in der Grubenrechnungsführung, in Mappirungsarbeiten zu den einzelnen Zweigsämtern durch einige Zeit zugelassen, und übernahmen die Unterweisung in diesen Dienstzweigen die betreffenden Zweigsbeamten selbst. Sämmtliche Bergschüler wurden übrigens verhalten, alle dienstlichen Verrichtungen der einzelnen Dienstkategorien bei dem hiesigen k. k. Hauptwerke in einer bestimmten Reihenfolge durchzumachen und sich vollständig anzueignen.

Am Schlusse eines jeden Semesters wurden die Prüfungen unter Vorsitz des k. k. Berg- und Salinendirectors und Hofkammerrathes zugleich Directors der Bergschule Herrn Johann Freiherrn von Geramb und unter Beisitz des k. k. Bergrathes und Berginspectors Herrn Eugen Rößner öffentlich abgehalten.

Der Erfolg des Unterrichtes war im Ganzen ein sehr günstiger, und die Ergebnisse der mündlichen und schriftlichen Prüfungen stellen sich in diesem Jahre, wie folgt heraus:

In beiden Jahrgängen auf 15 Bergschüler, von welchen Einer wegen Einrücken zum k. k. Militär im Laufe des 2. Semesters die Prüfungen für diesen nicht ablegen konnte, entfallen 145 Prüfungsclassen, hievon in Procenten ausgedrückt auf:

	1. Jahrg.	2. Jahrg.
Ausgezeichnet	24·6	15·0 %
Erste Klasse mit Vorzug	24·6	28·7 %
Erste Kl. nahe d. Vorzg.	13·9	15·0 %
Erste Klasse	36·9	41·3 %
Zweite Klasse	—	—
Dritte Klasse	—	—
Unterlassene Prüfungen .	—	—

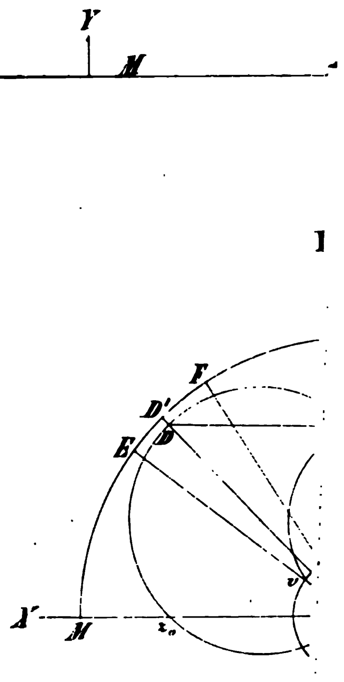
Als die vorzüglichsten Schüler haben sich hervorgethan:

Im 2. Jahrgange: Rösch Josef, Aerarialbergarbeiter bei dem k. k. Silberbergbaue zu Joachimsthal und Schwechelka Theodor, Cameral-Eleve der Industrial-Verwaltung Seiner k. k. Hoheit des durchlauchtigsten Herrn Erzherzogs Albrecht zu Teschen.

Im 1. Jahrgange: Paykert Heinrich und Eichelter Robert, beide Bergpraktikanten bei dem Franz Xav. Maurer'schen Steinkohlenbergbaue zu Trifail.

In der Ferienzeit wurde mit den absolvirten Bergschülern zur Vervollständigung des theoretischen Unterrichtes unter Führung des k. k. Salinen-Markscheiders, zugleich Lehrers an der k. k. Bergschule Adolf Ott, ein bergmännischer Ausflug zu den benachbarten Werken unternommen.

Fig.3.



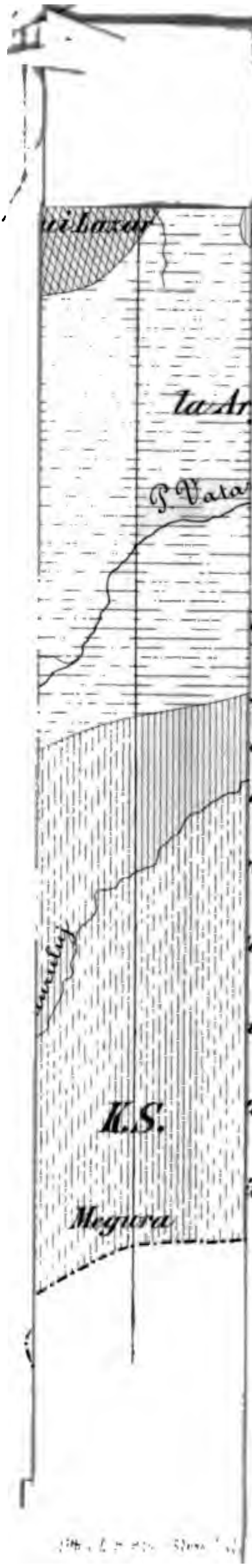
u

Vo

hwedische Fuss

hwed. Fuss = 0·9392 Wiener

Taf. III



Erklärung.

zlager.

d Kiesstöcke.

Klüfte.

nerschiefer.

ein.

then-Sandstein.

ein-Trachit und Breccie

it.

K. k. Hofbuchdruckerei von Gottlieb Haase Söhne in Prag.